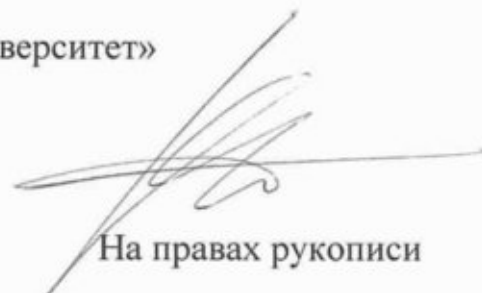


Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Санкт-Петербургский горный университет»



На правах рукописи

**СОЗОНОВ Кирилл Владиславович**

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ  
ВЫРАБОТОК ПОЛИГОНАЛЬНОЙ ФОРМЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ НЕУСТОЙЧИВЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД**

**Специальность 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 В.Л. Трушко

**Санкт-Петербург - 2019**

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	4
Глава 1 Задачи исследования, изученность и проработанность вопроса.....	9
1.1 Горно- и гидрогеологические условия месторождений богатых железных руд.....	15
1.2 Анализ физико-механические свойства вмещающего и рудного массива.	23
1.3 Анализ геомеханических процессов при подземной разработке железорудных месторождений.....	28
1.4 Цель, задачи и методы исследования.....	38
1.5 Выводы по главе 1.....	39
Глава 2 Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния рудного и породного массива при ведении горных работ .....	40
2.1 Разработка методик натурных наблюдений.....	40
2.2 Результаты натурных наблюдений за состоянием параллельных выработок с измерением линейных переборов руд за крепью КППМ-А3 при буровзрывном и комбайновом способах проходки.....	47
2.3 Результаты натурных наблюдений по определению зон вывалообразования и отслоения горных пород в бортах и сводовой части горных выработок с оценкой их устойчивости .....	58
2.4 Результаты натурных наблюдений сдвижения и деформацией покрывающей рудной толщи по данным станций глубинных реперов .....	65
2.5 Выводы по главе 2.....	76
Глава 3 Моделирование напряженно-деформированного состояния рудного массива с очистными выработками полигональной формы.....	78
3.1 Выбор и обоснование модели расчета НДС рудного массива с различными геометрическими параметрами выработок полигональной формы .....	78
3.2 Расчет напряженно-деформированного состояния рудного массива.....	83
3.3 Анализ результатов численного моделирования и определение закономерностей изменения НДС вокруг очистных и подготовительных выработок при изменении их геометрических параметров.....	93

3.4 Выводы по главе 3.....	101
Глава 4 Разработка рекомендаций по отработке и обеспечению устойчивости очистных выработок .....	103
4.1 Методика расчета НДС рудного массива и геометрических параметров горных выработок. ....	103
4.2 Обоснование рациональных геометрических параметров очистных выработок и технологии ведения очистных работ. ....	105
4.3 Рекомендации по обеспечению устойчивости очистных выработок и выбору рациональных параметров упрочняющих крепей. ....	108
4.4 Выводы по главе 4.....	118
Заключение .....	120
Список литературы .....	122

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Развитие черной металлургии при высоком уровне конкуренции на рынке возможно за счет выпуска высокосортной металлургической продукции, которая определяется качеством добываемого железорудного сырья.

На сегодняшний день основные объемы добычи железорудного сырья в Российской Федерации приходится на разработку открытым способом месторождений со средним содержанием полезного компонента в руде, не превышающим 40%. Месторождения высококачественных богатых железных руд (более 55% Fe), составляющие 12,4% от российских запасов, в основном имеют глубокое залегание и разрабатываются подземным способом.

Применение классической слоевой системы с закладкой выработанного пространства на первоначальном этапе отработки обусловлено сложностью и недостаточной изученностью геомеханических процессов при освоении месторождений богатых железных руд.

Переход на более производительные технологии добычи богатых железных руд с увеличенными геометрическими параметрами очистных выработок сдерживается недостаточной изученностью геомеханических процессов и потенциальным риском потери устойчивости рудного массива при ведении горных работ.

Большой вклад в исследование геомеханических процессов при разработке рудных месторождений внесли отечественные и зарубежные ученые: К.А. Ардащев, И.В. Баклашов, В.П. Зубов, В.Р. Именитов, Д.Р. Каплунов, О.В. Ковалев, А.А. Козырев, М.О. Лебедев, Ю.Н. Огородников, А.Г. Протосеня, К.В. Руппенейт, С.В. Сергеев, О.В. Тимофеев, В.Л. Трушко, П.М. Цимбаревич, В.Н. Brady, E. Brown, W. Kamp, E. Noek, A. Гейм, К. Терцаги, О. Якоби и другие. Однако системы разработки с очистными выработками полигональной формы сечения рассмотрены недостаточно в отечественной и зарубежной литературе.

Накопленный опыт геомеханического обоснования устойчивости очистных выработок не охватывает вопросы формирования напряженно-деформированного

состояния (НДС) рудного массива вокруг выработок полигональной формы. Не выявлены закономерности изменения НДС во времени и не установлены рациональные геометрические параметры очистных выработок, обеспечивающие их устойчивость и безопасность ведения горных работ. Таким образом, разработка геомеханического обоснования рациональных геометрических параметров очистных выработок полигональной формы является актуальной научной задачей, результатом решения которой станет увеличение эффективности очистной добычи и позволит обеспечить безопасность при ведении подземных горных работ.

**Цель работы.** Обеспечение устойчивости очистных и подготовительных выработок с увеличенными геометрическими параметрами для повышения эффективности разработки месторождений неустойчивых богатых железных руд.

**Идея работы.** Поставленная цель достигается геомеханическим обоснованием рациональных геометрических параметров очистных выработок полигональной формы сечения с шахматным порядком отработки запасов, обеспечивающих эффективное и безопасное ведение горных работ.

**Основные задачи исследования:**

1. Обобщение опыта разработки железорудных месторождений в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях.
2. Исследование проявлений горного давления при проведении очистных и подготовительных выработок в натуральных условиях.
3. Оценка результатов натуральных и аналитических исследований формирования и изменения напряженного-деформированного состояния рудного, породного и закладочного массивов при разработке месторождений богатых железных руд подземным способом.
4. Выбор и обоснование численной геомеханической модели массива и последующее моделирование НДС массива, вмещающего очистные выработки, и учитывающее изменение их геометрических параметров.
5. Установление зависимостей изменения НДС вмещающего рудного и закладочного массивов при отработке запасов неустойчивых железных руд выработками полигональной формы, расположенных в шахматном порядке.

6. Расчетное обоснование устойчивых параметров очистных выработок полигональной формы и разработка рекомендаций по креплению рудных обнажений.

**Методы исследований.** Работа выполнена с применением комплексных методик, включающих поиск и исследование ранее опубликованных работ по теме диссертации, исследования геомеханических процессов, протекающих в очистных и подготовительных выработках в условиях Яковлевского месторождения, построение геомеханических моделей и расчет НДС рудничного и породного массивов, проведение лабораторных исследований и экспериментальную проверку полученных результатов.

**Научная новизна:**

1. Выявлены закономерности изменения НДС рудного и закладочного массивов при выемке запасов богатых железных руд выработками полигональной формы с закладкой очистного пространства.

2. Установлены зависимости изменения формы и размеров зоны предельного состояния массива вокруг очистных выработок от прочностных и деформационных свойств руд и закладки.

**Положения, выносимые на защиту:**

1. Напряженно-деформированное состояние рудного массива вокруг подготовительных и очистных выработок описывается моделью упругопластического тела, учитывающей изменение полей вертикальных и горизонтальных напряжений при ведении горных работ.

2. Потеря устойчивости происходит по поверхностям сдвига в боках очистных и подготовительных выработок, параметры которых зависят от геометрических размеров выработок и деформационно-прочностных характеристик рудного массива.

3. Геомеханически безопасная разработка неустойчивых железных руд обеспечивается полигональной формой сечения очистных выработок и установкой упрочняющей анкерной крепи в зонах предельного равновесия приконтурного массива в боках выработок.

**Практическая значимость работы:**

1. Построена численная геомеханическая модель массива, дающая возможность изучать изменения НДС на различных этапах отработки богатых железных руд выработками полигональной формы.

2. Обоснованы рациональные геометрические параметры и сечения очистных выработок полигональной формы при нисходящем порядке отработки.

3. Разработан способ разработки мощных крутопадающих неустойчивых рудных тел (патент 2648371 опубл. 26.03.2018, Бюл. №9).

**Достоверность и обоснованность научных положений и рекомендаций** подтверждается применением сертифицированного программного комплекса Abaqus для численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива с использованием метода конечных элементов, представительными объемами выполненных натурных измерений смещений на глубинных реперных станциях и их хорошей сходимостью с величинами смещений рудного предохранительного целика и искусственной потолочины, полученных по результатам геомеханического моделирования очистных работ, учитывающего различный порядок проведения очистных выработок и нелинейность физико-механических свойств массива.

**Апробация работы.** Результаты диссертационного исследования, защищаемые положения представлены научному сообществу на следующих конкурсах и конференциях, прошедших в 2015-2018 годах: международном европейском симпозиуме EuroRock 2018 (ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, 2018 г.), международной научно-практической конференции «Современные проблемы геомеханики при освоении месторождений полезных ископаемых и подземного пространства мегаполисов» (ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, 2017 г.), международной научно-практической конференции «Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование» (ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, 2017 г.), 12 Freiberg – St. Petersburg Colloquium of young scientists (Фрайбергская Горная Академия, г. Фрайберг, Германия, 2017),

XXI международной научно-практической конференции «Молодой ученый: вызовы и перспективы» (Издательство «Интернаука», г. Москва, 2016г.), LVIII международной научно-практической конференции «Технические науки – от теории к практике» (АНС «СибАК», г. Новосибирск, 2016 г.).

**Реализация результатов работы.** Полученные результаты оценки формирования и изменения НДС массива богатых железных руд позволили разработать рекомендации по определению геометрических размеров обнажений очистных выработок полигональной формы и определению их упрочняющего крепления при разработке проекта второй очереди отработки запасов богатых железных руд на Яковлевского месторождения, ПАО «Северсталь», а также в учебных дисциплинах «Механика подземных сооружений», «Системы разработки рудных месторождений» и «Моделирование физических процессов в горном деле» и др. Санкт-петербургского горного университета.

**Личный вклад автора** заключается в постановке целей и задач исследований; участие в проведении натурных исследований НДС массива горных пород; в разработке математических моделей массива неустойчивых руд и численной их реализации; выполнение численных экспериментов и анализе полученных результатов; в разработке практических рекомендации по креплению подготовительных и очистных выработок.

**Публикации.** Основные результаты диссертационного исследования изложены в 8 печатных работах, в том числе в изданиях, входящих в Перечень ВАК Министерства науки и высшего образования Российской Федерации, 3 работы. Получен патент на изобретение № 2648371 «Способ разработки мощных крутопадающих месторождений неустойчивых руд» от 27.12.2016 г (опубликован 26.03.2018).

**Объем и структура работы.** Диссертационная работа изложена на 133 страницах машинописного текста, содержит 4 главы, введение и заключение, список использованной литературы из 100 наименований, 87 рисунков и 16 таблиц.

Диссертационная работа выполнена автором на кафедре строительства горных предприятий и подземных сооружений Горного университета.



## ГЛАВА 1 ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ, ИЗУЧЕННОСТЬ И ПРОРАБОТАННОСТЬ ВОПРОСА

Черная металлургия является одной из базовых областей экономики развитых стран и является ключевой для машиностроения и строительства. Повышение её конкурентоспособности и увеличение доли на рынке, на сегодняшний день, невозможно без внедрения новых перспективных технологий добычи богатых железных руд.

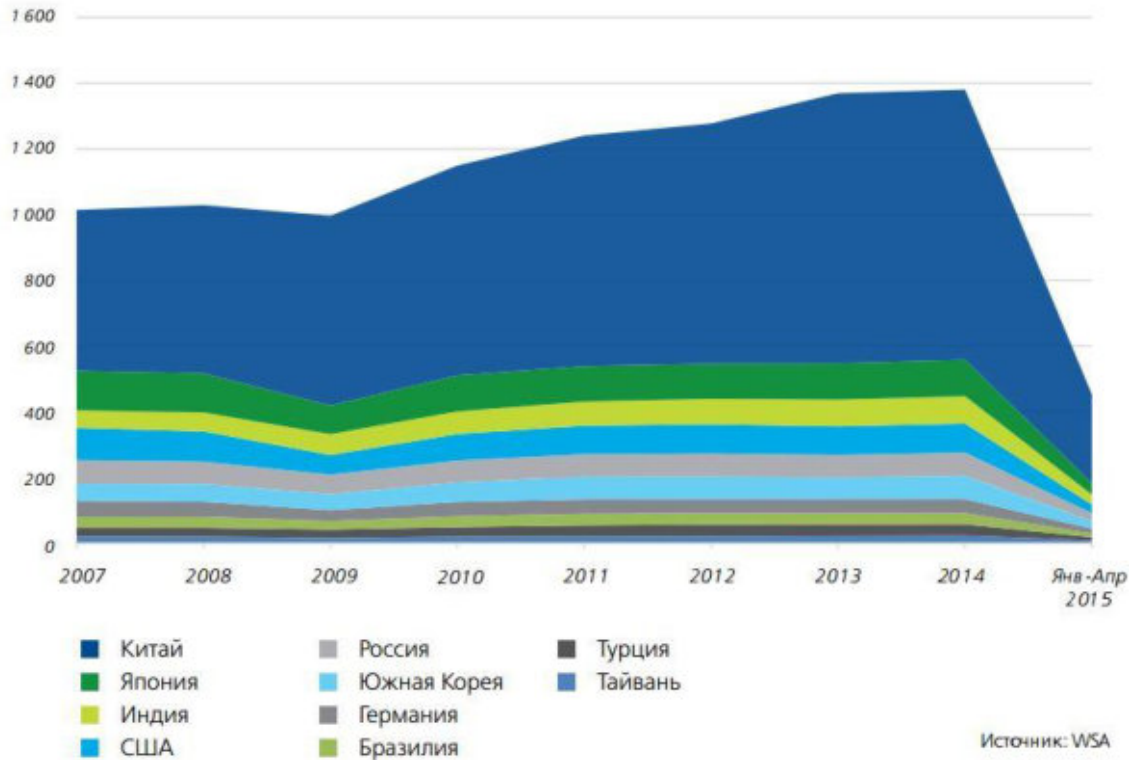
За последние несколько десятилетий мировой рынок черной металлургии существенно изменился. С 1980 по 2017 год объем производства стали увеличился более чем в два раза и составил 1761 млн т. В 1980 г. в число лидеров по производству входили СССР (с объемом выплавки стали в 21% от общемирового производства), Япония (доля в мировом производстве 16%), США (14%), Германия (6%), Китай (5%), Италия (4%). Спустя 34 года в лидеры по производству стали с огромным отрывом вышел Китай (60%), за ним следуют Япония (8%), США и Индия (6%), южная Корея и Россия (5%) (рисунок 1.1.а). В 2017 г. Объемы производства изменились, доля производства Китая составила 49%, остальной Азии 20%, Евросоюза 7%, Северной Америки 7%, а СНГ 6% (рисунок 1.1.б).

Российское производство по итогам 2014 года составило: стали – 70,3 млн т (выше 2013 года на 2,2%) [43]; железной руды – 102 млн т (рост 0,1%); концентрата железорудного – 102 млн т (рост на 2,0% относительно 2013 года); агломерата железорудного – 59 млн т (рост на 0,6% относительно 2013 года) [37]. Объем производства стали в России по результатам 2017 г. составил 71,3 млн т, продемонстрировав небольшой годовой рост (1%).

Железо остается главным конструкционным материалом в современном мировом хозяйстве, основным потребителем которого является машиностроение. Мировое потребление стали характеризуется растущей динамикой, так объем потребления составил: 2012 г. – 1552 млн т; 2013 г. – 1613 млн т; 2014 г. – 1627 млн т; 2015 г. – 1591 млн т; 2016 г. – 1611 млн т; 2017 г. – 1693 млн т (рисунок 1.2). Средний темп роста с 2010 г. по 2017 г. составил 2,6% [43].

Также потребление российской продукции черной металлургии приходится на автомобилестроение, капитальное строительство, добычу и транспортировку нефте- и газопродуктов.

а)



б)



Рисунок 1.1 – Рейтинг стран-лидеров по производству стали (тыс.т). а) – по состоянию на 2014 г., б) – по состоянию на 2017 г. [43]

Отрасль черной металлургии является одной из ключевых для российского экспорта, доля которой в 2016 году составила 10%, что является вторым результатом после топливно-энергетических товаров. По расчетам произведенным

компанией «Делойт» на основании данных статистики ФТС России за январь - апрель 2017 в объеме отечественного экспорта доля черных металлов, включая чугун, ферросплавы и лом, составила 7,91%; стальных полуфабрикатов – 1,48%; и другая продукция – 2,18% [43].



Рисунок 1.2 – Динамика потребления стали в мире с 2010 г., млн т [43]

Согласно оценкам компании «Делойт» в долгосрочной перспективе Россия может сохранить свою роль в списке стран-лидеров по поставкам продукции черной металлургии на мировой рынок. Фактор, ограничивающий потенциалы экспорта продукции черной металлургии, является большие объемы экспорта основного игрока рынка – Китая [43].

Основой металлургической промышленности России являются несколько крупных вертикально-интегрированных металлургических холдингов (ЕвразХолдинг, «Северсталь», НЛМК, Мечел) [65]. Структуры холдингов включают добывающие железорудное сырье и уголь предприятия, и металлургическое производство. Основная задача, обеспечить металлургическое производство собственным сырьем. В России доля предприятий производящих собственное железорудное сырье составляет свыше 91 % [28]. А доля собственной продукции от общего потребления компании Мечел достигает 65% [37].

По результатам 2016 года потребление железорудного сырья холдинговыми структурами достигла 75% от всероссийских поставок на внутренний рынок. Увеличение срока контрактов и заключение взаимовыгодных договоров на поставку сырья между компаниями повышает уровень конкурентоспособности отечественного производителя на мировой арене [37].

Исторически основными железорудными регионами являются Центральный и Центрально-Черноземный, Уральский, Западно- и Восточно-Сибирский (рисунок 1.3-1.4) [28].



Рисунок 1.3 – Запасы железорудного сырья по регионам РФ (по категории P<sub>1</sub>), млрд т [56]

На современном этапе развития железорудная база крупнейших российских холдингов включает: Коршуновский ГОК (2,7 млн т железорудного концентрата по результатам 2016 г.); Стойленский ГОК (15 млн т. концентрата на 2016 г.); Качканарский ГОК (3,5 млн т агломерата и 6,5 млн т окатышей по итогам 2015 г.);

Недропользователь, месторождение	Геолого- промышленный тип	Запасы, млн т руды		Доля в ба- лансовых запасах РФ, %	Содер- жание Fe в рудах, %	Добыча в 2014 г., млн т руды
		A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>			
ОАО «Михайловский ГОК»						
Михайловское* (Курская область)	Гематит- магнетитовый в железистых кварцитах	8052	4764	11,7	39,5	93
ОАО «Стойленский ГОК»						
Стойленское* (Белгородская область)	Гематит- магнетитовый в железистых кварцитах	6506	4645	10,2	35	31,3
ОАО «Комбинат КМАруда»						
Коробковское (Белгородская область)	Магнетитовый в железистых кварцитах	2942	673	3,3	33,2	4,7
ОАО «Лебединский ГОК»						
Стойло-Лебединское (Белгородская область)	Магнетитовый в железистых кварцитах	2199	109	2,1	35	13
Лебединское* (Белгородская область)		3613	1789	4,9	34,6	34,1
ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»						
Приоскольское (Белгородская область)	Магнетитовый в железистых кварцитах	1560	678	2	37,1	0
ООО «Металл-Групп»						
Яковлевское* (Белгородская область)	Гематит-сидерит- мартитовый	1861	7740	8,8	60,5	1
ОАО «Ковдорский ГОК»						
Ковдорское* (Мурманская область)	Бадделеит-апатит- магнетитовый	743,5	730	1,3	25,1	16,6
ОАО «Карельский окатыш»						
Костомукшское (Республика Карелия)	Магнетитовый в железистых кварцитах	714,3	77,6	0,7	32,1	21,2
ОАО «Качканарский ГОК "Ванадий"»						
Гусевское (Свердловская область)	Ванадиево- титаномагнетитовый	2427	2410	4,4	16,6	57,2
Собственно-Качканарское (Свердловская область)	Ванадиево- титаномагнетитовый	3603	3270	6,3	16,6	0
ООО «ЛЕКС ЭЛЕКТА»						
Суроямское (Челябинская область)	Ванадиево- титаномагнетитовый	1791	1918	3,4	14,3	0
ОАО «Евразруда»						
Шерегешевское (Кемеровская область)	Магнетитовый в скарнах	140,2	14,5	0,1	36	1,5
Таштагольское* (Кемеровская область)	Магнетитовый в скарнах	410,3	296,4	0,6	45,5	1,3
ОАО «Коршуновский ГОК»						
Рудногорское* (Иркутская область)	Магнетитовый в скарнах	205	37	0,2	32	3,9
ОАО ГМП «Забайкалстальинвест»						
Чинейское (Забайкальский край)	Титаномагнетитовый	464,1	472,4	0,8	33,5	0
ООО «Энерготехмаш XXI век»						
Гостищевское* (Белгородская область)	Гематит-сидерит- мартитовый	2596	7559	9,3	61,6	0

Рисунок 1.4 – Структура добычи железной руды по федеральным округам в РФ в 1-3 кв. 2015 г., в натуральном выражении [54]



Евраз руда, включающая Таштагольский, Казский, Горно-Шорский рудники (3,7 млн т железорудного концентрата на 2015 г.); ЕВРАЗ Сухая балка, включающая шахты им. Фрунзе и «Юбилейная» (2,8 млн т аглоруды по итогам 2015 г.); Карельский окатыш (10,6 млн т окатышей по результатам 2014 г.); Олкон (4,4 млн т железорудного концентрата в 2014 году); Михайловский ГОК (16,8 млн т железной руды и 11 млн т окатышей на 2015 г.); Лебединский ГОК (21,2 млн т железной руды, 9 млн т окатышей и 2,6 млн т ГБЖ по данным 2015 г.); Комбинат КМАруда (5 млн т железной руды и 2,2 млн т концентрата по итогам 2016 г.).

По данным Организации экономического сотрудничества и развития, одной из основных проблем отрасли черной металлургии в мире являются избыточные мощности. По приблизительной оценке, мировое производство стали в 2014 году оценивалось в 2243 млн т, превышая уровень 2000 года на 220% (1000 млн т). Итогом данной проблемы является высокий уровень конкуренции на рынке черных металлов, что предъявляет особые требования к качеству продукции и железорудного сырья.

На сегодняшний день повышение качества железорудного сырья, а именно увеличение содержания металла в руде является одной из ключевых экономических задач, по причине постоянного снижения доли полезного компонента в руде (таблица 1.1). Поэтому отработка запасов богатых железных руд является актуальной [28, 36, 1].

С экономической точки зрения наиболее эффективная разработка месторождений железных руд подземным способом в мировой и отечественной практике осуществляется в основном высокопроизводительными системами (камерно-столбовая, камерно-этажная), с подэтажным обрушением руды и вмещающих пород, и системами разработки с закладкой [28].

Увеличение доли технологий с закладкой выработанного пространства объясняется понижением уровня горных работ, разработкой месторождений в сложных геологических условиях и желанием повысить коэффициент извлечения богатых железных руд [53]. Однако низкая производительность систем разработки с закладкой требует применения новых перспективных технологий, позволяющих

с высокой степенью эффективности извлекать запасы в сложных гидро- и горногеологических условиях залегания.

Таблица 1.1 – Изменение средней массовой доли железа в сырой руде, %

Область, ГОК	1960 г.	1965 г.	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	2005 г.	2014 г.
Мурманская									
Ковдорский	-	29,9	29,3	27,	25,5	24,5	23,6	25,6	25,1
Карелия									
Костомукшский	-	-	-	-	-	25,8	30,7	32,1	32,1
Курская									
Михайловский	52,7	57,0	57,1	47,2	43,6	43,0	42,4	39,6	39,5
Белгородская									
Стойленский	-	52,1	52,6	52,0	52,0	41,7	37,9	35,0	35,0
Лебединский	-	-	-	32,8	37,4	33,8	32,7	34,6	34,6
Свердловская									
Качканарский	-	17,2	16,4	15,9	16,0	15,8	15,8	16,6	16,6
Иркутская									
Коршуновский	-	31,9	29,7	28,6	27,6	27,6	28,8	32,7	32,0

### 1.1 Горно- и гидрогеологические условия месторождений богатых железных руд

Балансовые запасы железных руд в России по категориям А+В+С<sub>1</sub> составляют примерно 55 млрд т. Объем запасов богатых руд с долей полезного компонента в руде более 55% и не требующих переработки, составляет около 12,4%. Однако, условия их залегания являются неблагоприятными [15].

Более 90% запасов железорудного сырья по категориям А+В+С<sub>1</sub> района Курской магнитной аномалии включает Белгородский район. К нему относятся одни из наиболее высококачественных железорудных месторождений России: Гостищевское (объем запасов 10,9 млрд т), Яковлевское (запасы составляют 9,6 млрд т), Большетроицкое (1,5 млрд т запасов) и др. (рисунок 1.5) [77].

В стратиграфическом комплексе горного массива месторождений богатых железных руд (БЖР) можно выделить общие характерные признаки. Для месторождений КМА характерно присутствие на поверхности оврагов, балок, с разностью высотных отметок примерно 50 м. Осадочный чехол, перекрывающий рудные запасы Яковлевского месторождения, сложен пластами мергеля, песка, глин и мелов. Непосредственная кровля сложена известняками, со слоями глин. Рудный массив проявляет сильную изменчивость как в физико-механических свойствах прочностных и деформационных показателей, так и в литологических типах и минеральном составе богатых железных руд. По бортам рудной залежи располагаются кварциты железистые и сланцы, а почва сложена материнскими железистыми кварцитами [17].

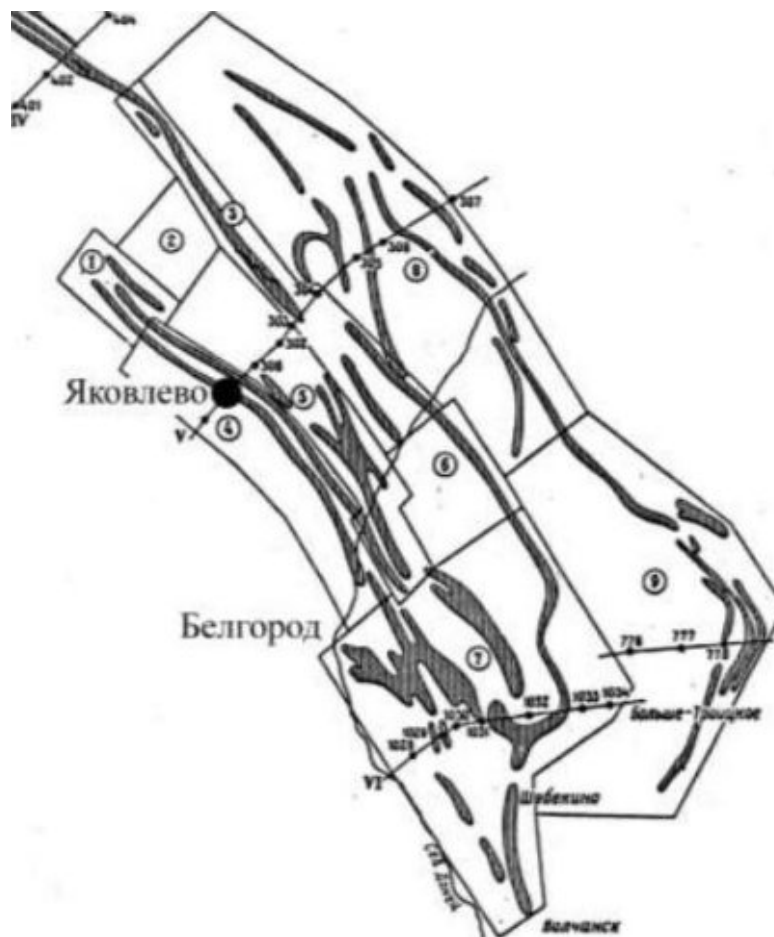


Рисунок 1.5 – Схема расположения основных месторождений Белгородского железорудного района. 4 – Яковлевское месторождение



Основные параметры залегания основных месторождений Курской магнитной аномалии представлены в таблице 1.2

Таблица 1.2 – Параметры залегания месторождений БЖР

Месторождения	Глубина залегания, м	Мощность рудных тел, м	Максимальная глубина, км	Угол падения рудных тел, град.
Шемраевское	420	425	0,87	40-50
Больше-Троицкое	470	200	0,67	50-60
Гостищевское	460	240-420	0,87	70-85
Яковлевское	500	200 (300)	0,80	60-70
Висловское	570	185	0,76	30-40
Мелихово-Шебекинское	620	60-120	0,78	40-50
Олимпийское	700	60-180	0,88	40
Разуменское	670	50-110	0,81	30-40

Основными характерными особенностями залегания богатых железных руд являются большая мощность как вертикальная, так и горизонтальная, глубокое залегание (400-600 м), мощные пласты осадочных пород, перекрывающие рудные тела, наличие водоносных горизонтов над основными запасами [17].

На рисунках 1.6 и 1.7 показаны упрощенные структурные строения месторождений богатых железных руд КМА (Россия) и Брокмен (Австралия).

Основными группами структурных элементов глубокозалегающих богатых железных руд по ориентации в пространстве являются линейно-пластовые и мульдообразные синклинали. К особенностям можно также отнести несогласное, относительно перекрывающей толщи осадочных пород, залегание рудных тел. Наибольшие содержания металла в руде и максимальная мощность рудных тел наблюдается в центральной части месторождений и сопровождается крутым падением. Фланговые части в основном отличаются пониженным содержанием полезного компонента, малой мощностью и малым углом падения [17, 31].

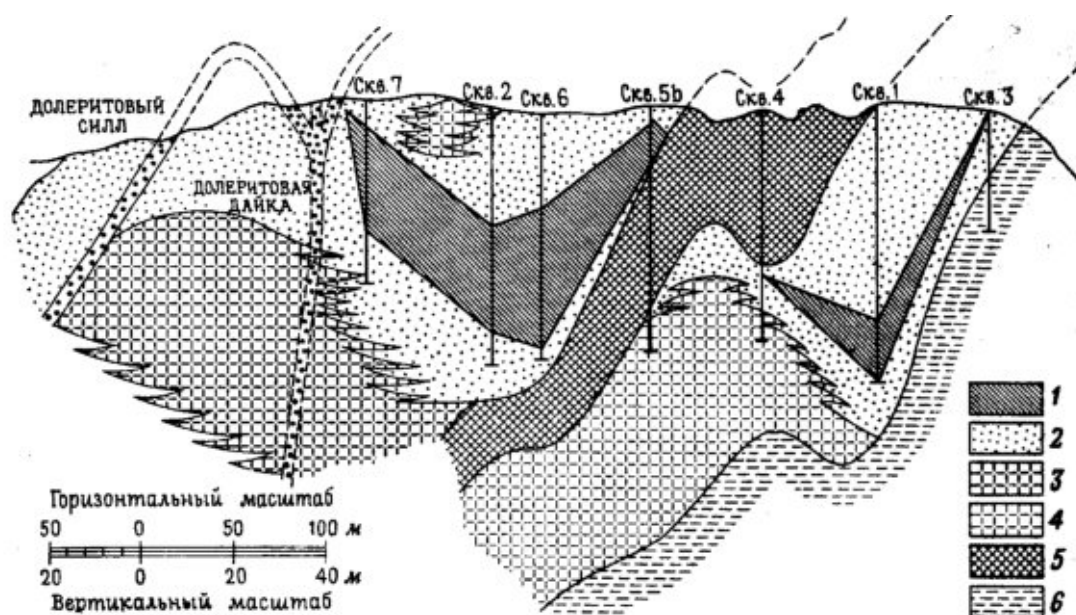


Рисунок 1.6 – Схематизированный геологический разрез месторождения Брокмен-4 [54]:  
 1 - высокосортные руды; 2 – минерализация; 3 – полосчатые железистые кварциты (ПЖР) пачки Джоффр; 4 – ПЖР пачки Дейлс-Гордж; 5 – сланцы Уейлбэк; 6 – сланцы Маунт-Мак-Рей

Железнослюдовые, железослюдово-мартитовые и мартитовые руды обладают наибольшим содержанием (60% и более), а мартит-гематитовые руды обладают низкими содержаниями руды.

Минеральный состав большинства месторождений Австралии в провинции Хамерсли содержание металла в руде которых более 63%, составляют гематит, с долей более 70%, гётит – 23%; каолин – 5% и кварц – 2%. На месторождении Брокмен высококачественные руды имеют содержание полезного компонента 63% а оксида кремния 3% [31].

Доля железа в руде, относительно оксидов кремния составляет 600-1200%, при этом содержания увеличиваются от флангов месторождения к центру и уменьшаются ближе к почве рудной залежи по причине перехода руды в железистые кварциты.

Яковлевское месторождение располагается в Белгородской области, на удалении в 1,5 м от поселка Яковлево. По классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых относится ко 2 группе по сложности разработки.

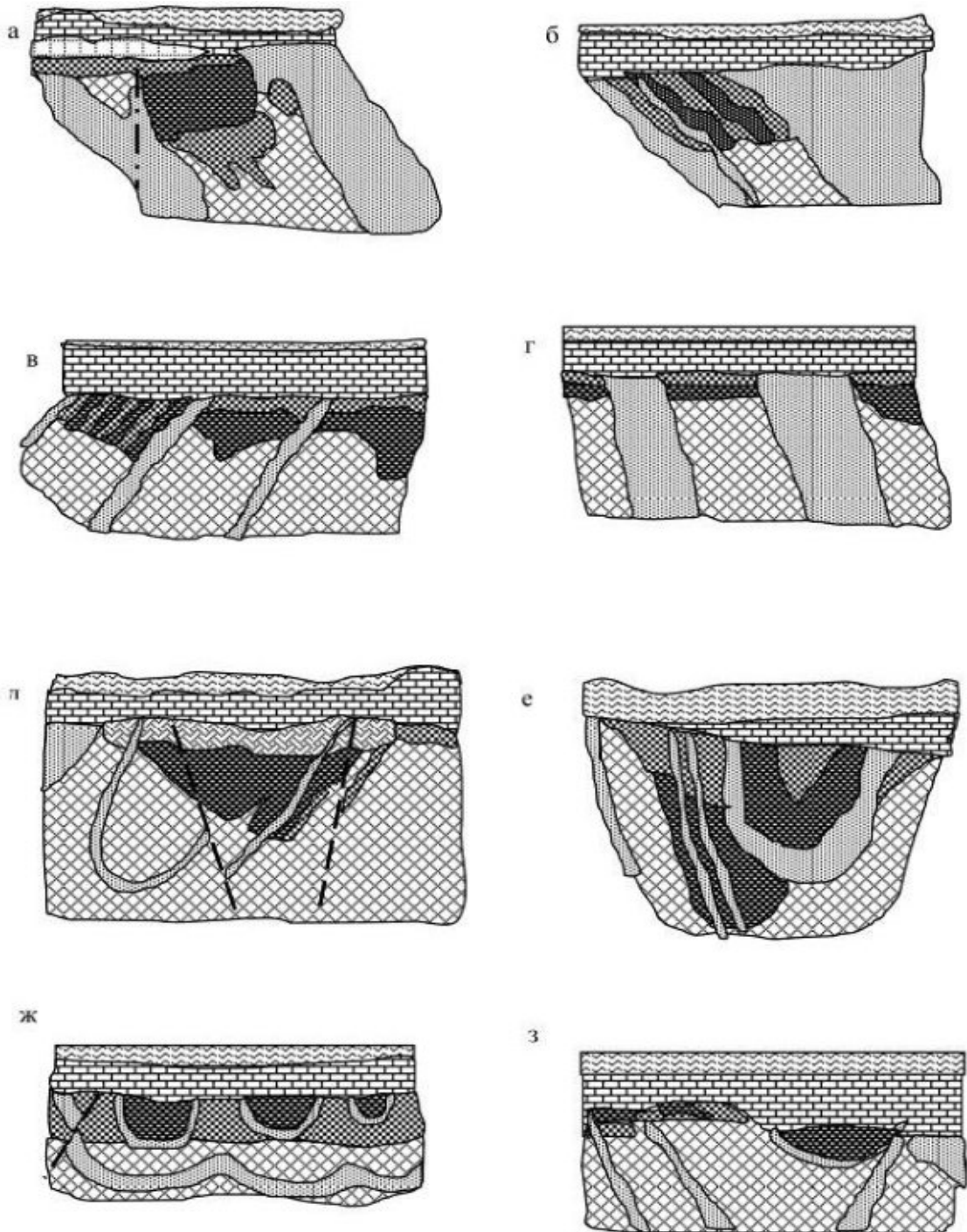


Рисунок 1.7 – «Упрощенные структуры месторождения БЖР КМА: а – Яковлевское, б – Висловское, в – Олимпийское, г – Мелихово-Шебекинское, д – Шемраевское, е – Гостищевское, ж – Большетроицкое, з – Разуменское» [17]

К основным преимуществам руд Яковлевского месторождения можно отнести: высокое содержание железа (более 60%), малый объем вредных примесей Р и S. Минеральный состав: мартит (50%); гидромартит (30%); магнетит (менее 15%); глины (менее 3%) [46].

Запасы железные руды Яковлевского месторождения с содержанием более 55% Fe залегают на глубине более 480м. Мощность рудного тела по горизонтали составляет от 200м до 600м, вертикальная мощность изменяется от 20м со стороны лежачего бока и достигает 390м по мере приближения к висячему боку. Рудное тело залегает под углом 60-75°, а к северной части месторождения выполаживается до 50°. Над рудными запасами залегает пласт известняков, мощностью в среднем 25м, а подстилает рудное тела железистые кварциты. [77].

Основные литологические типы горных пород, слагающие Яковлевское месторождения железных руд, показаны на геологическом разрезе (рисунок 1.8) [60].

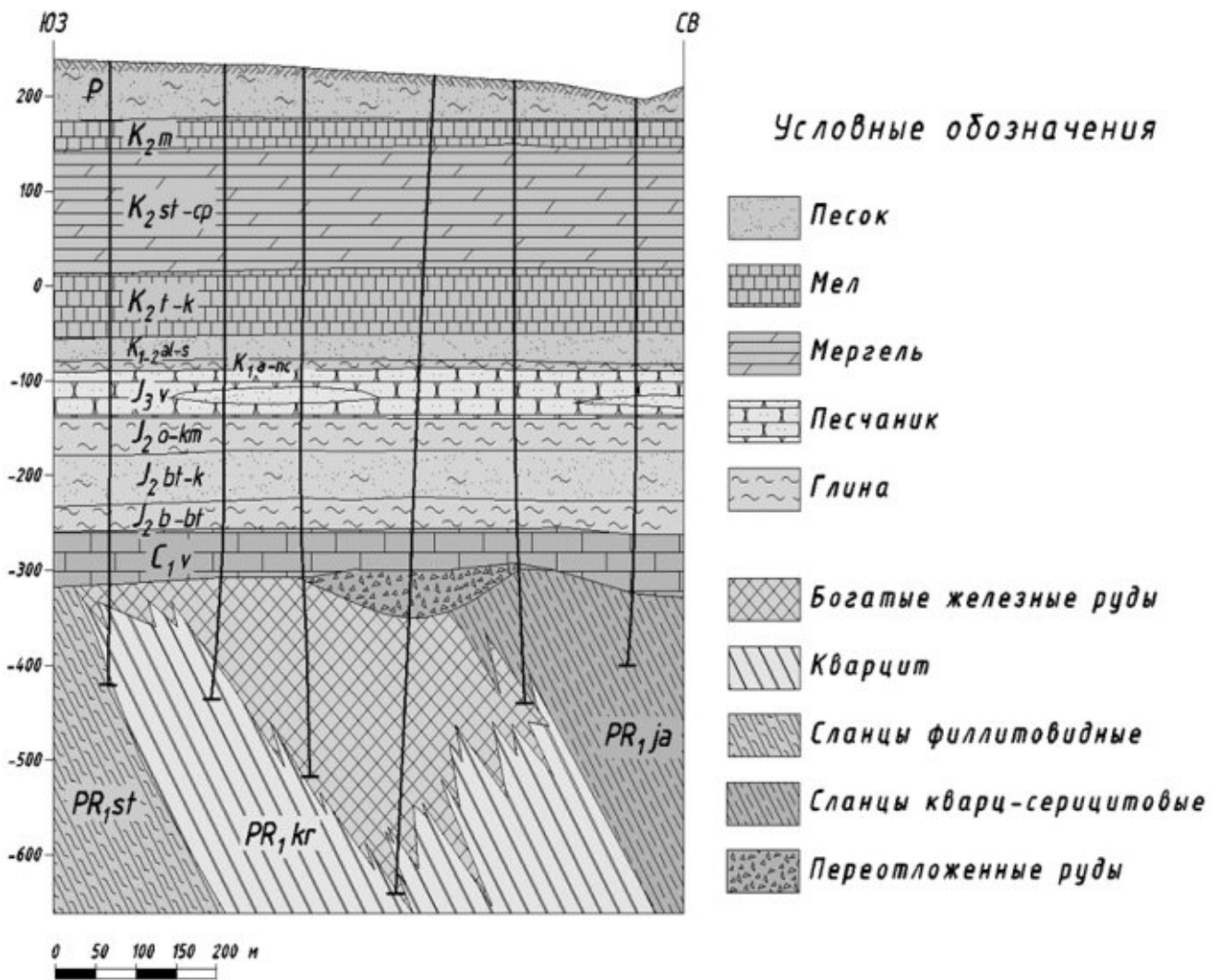


Рисунок 1.8 – Основные литологические типы горных пород Яковлевского месторождения

Рудное тело характеризуется изменчивостью формы, а её внутренне строение осложняется чередованием различных минералогических разновидностей железистых кварцитов; пликативными нарушениями различных порядков, приводящими к изменению мощности рудного тела на различных горизонтах; смещением отдельных разновидностей; проявлением горизонтальной зональности. Плотные, крепкие руды являются следствием процессов карбонизации. Основную долю рудных запасов составляют рыхлые руды, имеющие наибольшую мощность в средней части месторождения. С точки зрения минералогического состава месторождение сложено мартитом, слюдкой железной, гематитом и гидрогематитом, кварцем, сидеритом, кальцитом и хлоритом. Плотность руды влияет на её влажность в естественном состоянии (от 5% до 17%) [60].

Основными минералогическими разновидностями на месторождении являются: мартитовые, железнослюdkово-мартитовые, мартит- гидрогематитовые, гидрогематит-гидрогематитовые руды различной плотности, а также плотные карбонатизированные руды.

Кварциты магнетит-железнослюdkовые (итабириты) имеют наибольшее развитие, а кварциты силикат-магнетитовые (такониты) распространены значительно слабее. Наиболее богатыми по содержанию металла является мартитовые руды и железнослюdkово-мартитовые руды, доля от общих запасов месторождения которых около 60%. Более 20% запасов месторождения составляют мартит-гидрогематитовые руды, в основном расположенные в висячем боку.

В средней части разреза мощностью от 10÷20 м до 200÷250 м содержание железа превышает 60 %, а содержание диоксида кремния уменьшается. Падение содержания железа до 45% и увеличение содержания диоксида кремния отмечается в нижней части залежи в зоне контакта с железистыми кварцитами. Мощность такой зоны колеблется от 0,5 м до 5 м, а иногда повышается до 10÷12 м [66].

Лежачий бок представлен толщей сланцев с чередованием крепких и средней крепости разностей. Сланцы лежачего бока выветрены на глубину 30÷40 м и представлены двумя разновидностями: наиболее выветрелой глиноподобной

массой со щебёнкой крепких или размягчённых сланцев и сильно трещиноватыми рассланцованными разновидностями различной крепости [66].

Физико-механические показатели рудного массива оказывают значительное влияние на устойчивость очистных и подготовительных выработок и зависят от текстуры вмещающих железных руд [66].

«В районе Яковлевского месторождения выделены семь водоносных горизонтов, объединенных в две изолированные группы: в осадочном чехле (верхний) и кристаллическом фундаменте (нижний). Верхний водоносный комплекс осадочного чехла включает горизонты: палеоген-неогеновый, мергельно-меловой, сеноман-альбский, волжский. Нижний водоносный комплекс представлен руднокристаллическим, нижнекаменноугольным и келловейским водоносными горизонтами. Толща юрских киммеридж-оксфордских глин формирует надёжный водоупор и минимизирует влияние водонапорных горизонтов верхней группы. Над рудным телом расположен нижнекаменноугольный водоносный горизонт. При этом между рудной залежью и водоносным горизонтом отсутствуют выдержанные водоупоры» [18].

Для обеспечения безопасности при ведении горных работ под водоносными горизонтами Яковлевского месторождения оставляют предохранительную рудную потолочину мощностью 65 м и искусственно сформированную потолочину, представленную литой твердеющей закладкой [19].

«Проведенные на руднике опытные водопонижения показали, что руднокристаллический, нижнекаменноугольный горизонты и в значительно меньшей степени – келловейский могут принимать участие в обводнении при разработке месторождения. В настоящее время за счет производимого водопонижения и дренажа сформировалась депрессионная воронка с понижением, достигающим 470 м в центральной части (над рудной толщей)» [81].

Нисходящее перетекания воды является основным проявлением водоносных горизонтов при проведения очистных горных работ. Необходимо обеспечить целостность искусственной потолочины и рудного предохранительного целика для обеспечения безопасности при ведении очистных работ и сохранения водоупорных

свойств [30, 50, 76, 81]. Поэтому геомеханическое обоснование параметров полигональных очистных выработок является актуальной задачей.

## **1.2 Анализ физико-механические свойства вмещающего и рудного массива**

Лабораторные исследования прочностных и деформационных свойств массива в условиях объемного сжатия, эквивалентного действующим в условиях рудника напряжениям получены на стадиях, предшествующих отработке месторождения [50]. Руды на месторождении подразделяются на 4 типа по прочности: скальные, относительно крепкие руды, с временным сопротивлением сжатию больше 40 МПа. На их долю приходится до 18,5 % руд; скальные, относительно мягкие руды, с временным сопротивлением сжатию 40÷10 МПа, доля которых доходит до 17,8 %; 23 % составляют полускальные руды с низкой прочностью, сильно трещиноватые, с краткосрочным сопротивлением сжатию от 1 МПа до 2 МПа; рыхлые руды с временным сопротивлением сжатию менее 2 МПа, характеризующиеся разрушением структурных связей, при обводнении рыхлых руд происходит разжижение до состояния текучести, осушаемость массива относительно хорошая, пористость высокая. На долю рыхлых руд приходится около 40,7 % [50].

Прочностные и деформационные характеристики минералов, слагающих рудный и породный массивы Яковлевского месторождения, приведены в таблицах 1.3 и 1.4 (по данным лабораторных и натурных исследований Горного университета, ВНИМИ, ВИОГЕМ).

Результаты лабораторных испытаний образцов вмещающего и рудного массивов указывают на сильный разброс физико-механических свойств. Предел прочности на одноосное сжатие рыхлых руд не превышает 1 МПа, угол внутреннего трения равен 30°, а сцепление составляет 0,5 МПа. Предел прочности плотных руд достигает 19 МПа, а средней плотности руд не превышает 7 МПа [5, 30].

Таблица 1.3<sup>1</sup>– Основные физико-механические параметры руд и пород Яковлевского месторождения

Наименование руд и пород	Объемная масса, $\times 10^3 \text{кН/м}^3$	Пористость, %	Предел прочности		Угол внутреннего трения, град	Удельное сцепление, МПа	Модуль упругости, $\times 10^3 \text{МПа}$	Коэффициент Пуассона
			на сжатие, МПа	на растяжение, МПа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Руда маритовая								
Низкой прочности, рыхлая	<u>3,01-3,53</u> 3,64	<u>17,3-23,5</u> 21,3	<u>0,8-2,8</u> 1,03	<u>0,3-0,55</u> 0,35	<u>20,5-35,5</u> 27,5	<u>0,35-0,75</u> 0,55	<u>1,15-2,45</u> 1,53	<u>0,25-0,31</u> 0,28
Хлоритизированная, средней плотности	<u>3,11-3,61</u> 3,38	<u>12,2-19,7</u> 16,4	<u>2,3-9,4</u> 5,8	<u>0,65-2,55</u> 1,35	<u>32,5-37,5</u> 35,5	<u>0,85-1,75</u> 1,55	<u>1,56-3,02</u> 1,86	<u>0,22-0,27</u> 0,26
Карбонатизированная, плотная	<u>3,21-3,66</u> 3,40	<u>9,2-18,3</u> 14,5	<u>8,7-39,1</u> 20,2	<u>2,45-7,65</u> 4,95	<u>34,5-39,5</u> 37,5	<u>4,65-6,85</u> 5,35	<u>2,24-3,18</u> 2,67	<u>0,24-0,27</u> 0,25
Руда железнослюдково-маритовая								
Низкой прочности, рыхлая	<u>3,16-3,62</u> 3,4	<u>17,0-24,0</u> 20,5	<u>0,55-2,9</u> 1,25	<u>0,25-0,45</u> 0,35	<u>20,5-36,5</u> 28,5	<u>0,13-0,65</u> 0,45	<u>1,33-2,22</u> 1,85	<u>0,22-0,30</u> 0,26
Хлоритизированная, средней плотности	<u>3,3-3,5</u> 3,4	<u>14,75-21,75</u> 18,85	<u>1,8-7,55</u> 5,15	<u>0,75-1,95</u> 1,35	<u>32,5-38,5</u> 36,5	<u>0,95-2,75</u> 1,45	<u>1,53-2,46</u> 1,93	<u>0,21-0,29</u> 0,26
Карбонатизированная, плотная	<u>3,3-3,8</u> 3,5	<u>8,65-17,75</u> 12,45	<u>6,2-31,3</u> 16,6	<u>1,75-5,75</u> 4,05	<u>36,5-41,5</u> 38,5	<u>3,45-5,95</u> 4,35	<u>2,0-2,55</u> 2,25	<u>0,21-0,21</u> 0,25
Руда гидрогематит-маритовая								
Низкой прочности, рыхлая	<u>3,1-3,4</u> 3,2	<u>14,65-29,65</u> 25,85	<u>1,35-2,7</u> 2,15	<u>0,35-1,15</u> 0,65	<u>27,5-38,5</u> 34,5	<u>0,25-0,75</u> 0,65	<u>1,35-2,4</u> 1,75	<u>0,27-0,31</u> 0,28
Глиноподобная, хлоритизированная, средней плотности	<u>3,2-3,5</u> 3,3	<u>15,95-27,35</u> 19,35	<u>2,65-8,3</u> 6,95	<u>0,95-3,05</u> 1,95	<u>32,5-39,5</u> 35,5	<u>0,65-2,75</u> 1,85	<u>1,61-2,43</u> 1,91	<u>0,24-0,29</u> 0,26



Продолжение таблицы 1.3<sup>1</sup>

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Глиноподобная, карбонатизированная, плотная	$\frac{3,25-3,85}{3,45}$	$\frac{10,9-21,2}{15,15}$	$\frac{7,35-43,65}{19,45}$	$\frac{2,75-6,75}{4,65}$	$\frac{34,5-40,5}{38,5}$	$\frac{2,55-7,65}{5,85}$	$\frac{1,65-2,75}{2,43}$	$\frac{0,22-0,29}{0,25}$
Сланец хлорит- серицитовый	$\frac{2,95-3,35}{3,15}$	$\frac{8,75-26,45}{21,5}$	$\frac{16,45-34,75}{28,95}$	$\frac{2,35-4,85}{3,75}$	$\frac{36,5-42,5}{40,5}$	$\frac{4,35-9,45}{6,35}$	$\frac{2,75-2,97}{2,88}$	$\frac{0,16-0,24}{0,21}$
Кварциты железнослюдково- мартитовые, массивные	$\frac{3,1-3,65}{3,45}$	$\frac{8,65-19,85}{12,95}$	$\frac{53,25-96,35}{67,85}$	$\frac{9,85-18,65}{13,45}$	$\frac{39,5-43,5}{42,5}$	$\frac{10,85-21,65}{15,15}$	$\frac{6,45-12,85}{10,75}$	$\frac{0,22-0,27}{0,24}$
Граниты (по скв. 306, 307)	2,61	1,15	$\frac{96,5-126,5}{110,5}$	$\frac{18,5-26,5}{22,5}$	$\frac{40,5-42,5}{41,5}$	$\frac{21,5-29,5}{25,5}$	9,25	0,19
Граниты выветрелые	2,61	4,55	$\frac{48,25-50,45}{49,5}$	$\frac{8,55-9,25}{8,85}$	$\frac{40,5-41,5}{40,4}$	$\frac{10,25-10,75}{10,55}$	6,84	0,21
Филлиты, алевролиты	2,51	6,55	$\frac{36,5-85,5}{61}$	$\frac{4,05-6,65}{5,35}$	$\frac{36,5-40,5}{38,5}$	$\frac{6,25-9,65}{7,95}$	7,83	0,23

<sup>1</sup>Примечание: числитель – интервал изменения параметра; знаменатель – усредненное значение исследуемого параметра.

Таблица 1.4<sup>2</sup> – Расчетные коэффициенты структурного ослабления основных литологических типов вмещающего породного и рудного массивов в интервале гор.– 365 м и гор.– 425 м

Наименование руд и пород	Предел прочности на сжатие, МПа	Размер структурного блока, м	ВИОГЕМ	СНиП II-94-80	Рекомендуемый	
					Буровзрывная технология	Комбайновая технология
1	2	3	4	5	6	7
Руды железослюдково- мартитовые и мартитовые, рыхлые	$\frac{8,75-13,84}{11,25}$	< 0,10	-	0,20	0,20	0,40
Руда железослюдково-мартитовая, хлоритизированная, средней плотности	$\frac{9,35-20,75}{15,5}$	0,10	0,130	0,40	0,350	0,60
Руда мартитовая, карбонатизированная, плотная	$\frac{8,65-39,5}{20,15}$	0,130	0,150	0,40	0,50	0,70
Руда железослюдково-мартитовая, карбонатизированная, плотная	$\frac{16,75-31,45}{23,5}$	0,20	0,220	0,40	0,50	0,70
Руда гидрогематит-мартитовая, глиноподобная, карбонатизированная, плотная	$\frac{7,35-43,65}{19,5}$	0,250	0,30	0,40	0,50	0,70
Сланец хлорит-серицитовый	$\frac{16,45-34,75}{28,95}$	0,20	0,20	0,40	0,40	0,70
Кварциты железослюдково-мартитовые, массивные	$\frac{53,25-96,35}{67,85}$	0,420	0,30	0,40	0,60	-
Граниты	$\frac{96,5-126,5}{110,5}$	0,60	-	0,60	0,60	-
Граниты выветрелые	$\frac{48,3-50,5}{49,1}$	0,40	-	0,40	0,40	-
Филлиты	$\frac{36,1-85,1}{60,1}$	0,40	-	0,40	0,40	-

<sup>2</sup>Примечание: числитель – интервал изменения параметра; знаменатель – усредненное значение исследуемого параметра.

Разделить руды Яковлевского месторождения можно на рыхлые, составляющие порядка 60% запасов, средней плотности и плотные. Наибольшее содержание металла отмечается слабых и средней крепости рудах.

Большое влияние на величину пределов прочности на сжатие и растяжение руд оказывает наличие влаги. Эксперименты [9] показывают, что среднее значение коэффициента снижения прочности руд при насыщении водой равно  $K_v = 0,5 - 0,6$ .

Согласно исследованиям устойчивости обнажений Яковлевского рудника [6] деформации вокруг выработок осложняются отсутствием эффективным сил отпора разрушенных пород, в следствие высокой пористости руд и их склонности к уплотнению, что в общем приводит к развитию зоны пластических деформаций.

Для оценки зон разрушения вокруг выработок в рыхлых рудах может быть использована модель жестко-пластичного тела. Предел прочности полурыхлых руд на одноосное сжатие примерно в шесть раз больше предела прочности рыхлых руд. Оценка устойчивости выработок в рудах средней плотности по критерию, равному отношению вертикального напряжения на контуре выработки к пределу прочности на сжатие при отработке первой очереди Яковлевского рудника, показывает, что  $\frac{2\gamma H}{\sigma_{сж}} = 5$ . Следовательно, руды средней плотности в приконтурной области выработки находятся в предельном состоянии. Это позволяет для расчета зон разрушения вокруг выработок в рудах средней плотности использовать модель жесткопластического и упругопластического тел.

В плотных рудах значение приведенного выше критерия изменяются в интервале от 1,7 до 1,07. Для оценки устойчивости выработок в плотных рудах могут быть использованы упругая и упругопластическая модели.

С помощью упругопластической модели могут быть получены оценки зон предельного состояния массивов пород вокруг выработок, величины нагрузок на крепь, параметры конструктивных элементов систем разработки и устойчивость обнажений.

Для наиболее точного описания НДС массива принята упругопластическая модель деформирования пород Кулона-Мора. Она позволяет получать результаты,

наиболее схожие с фактическими смещениями и деформациями массива [13, 35, 85].

Нелинейный характер деформирования массива богатых железных руд описывается упругопластической моделью Критерием прочности данной модели является условие предельного состояния Кулона-Мора:

$$\tau_c = c + \sigma_{\perp} \cdot \operatorname{tg} \varphi \quad (1.1)$$

где  $\sigma_{\perp}$  - напряжения, действующие по нормали к площадке сдвига,  $\tau_c$  - сдвиговое напряжение (касательные напряжения);  $c$  - сцепление вмещающих пород;  $\varphi$  - угол внутреннего трения вмещающих пород.

Вид записи критерия прочности Кулона - Мора, соответствующего разрушению приконтурного массива по плоскости, перпендикулярной главным действующим напряжениям  $\sigma_1$  [81]:

$$\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{2} - \frac{(\sigma_1 + \sigma_3)}{2} \cdot \sin \varphi - c \cdot \cos \varphi = 0 \quad (1.2)$$

Основной объем рудного вмещающего массива характеризуется как малопрочный ( $\sigma_{сж} < 1,7$  МПа). Для рыхлых руд, доля которых в рудном массиве превышает 60%, усредненное значение сцепления в массиве составило 0,55 МПа, а среднее значение угла внутреннего трения не превысило 30,2 градуса. Одной из основных особенностей богатых железных руд Яковлеского месторождения является их высокая пористость. Так для рыхлых руд средний показатель пористости составил 22,6%.

### **1.3 Анализ геомеханических процессов при подземной разработке железорудных месторождений**

Многообразие применяемых систем разработки для подземной добычи богатых железных руд является следствием различных горно- и гидрогеологических условий, и физико-механических свойств рудных и породных массивов.

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород и с открытым очистным пространством применяются на рудниках со средним содержанием железа в руде около 33% [14, 16, 73, 84]. И характеризуются значительными значениями потерь и разубоживания (таблица 1.5) [14, 26, 84].

Таблица 1.5 – 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

Отработка богатых руд перечисленными системами представляется сложной задачей ввиду низких прочностных характеристик рудного и породного массивов, и, следовательно, поддержания больших горизонтальных обнажений камер. Кроме того, сложные гидрогеологические условия не допускают нарушения водоносных горизонтов, для недопущения появления водопроводящих трещин.

Освоение месторождений богатых железных руд тесно связано с применением систем разработки с закладкой выработанного пространства [72]. В основном применяются две группы систем разработок: слоевые с закладкой выработанного пространства [23] и камерные с последующей закладкой камер [32].

Закладка отработанного пространства позволяет повысить коэффициент извлечения, за счет отработки целиков, обеспечить селективность добычи руды, сохранить от обрушения поверхность, и разрабатывать залежи в сложных гидрогеологических условиях.

С точки зрения механики горных пород системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства разделяются на сплошную одностадийную (с формированием единого монолитного закладочного массива) и многостадийную с формированием искусственных целиков [4].

Отработка слоя в несколько этапов заключается в разделении его по простиранию на камеры (заходки) различных очередей. Наиболее простым вариантом является двухстадийная отработка, однако при отработке очень слабых, неустойчивых руд необходимо применение большего количества стадий.

Двухстадийная система разработки очистного слоя, разделенного барьерными целиками показана на рисунке 1.9.

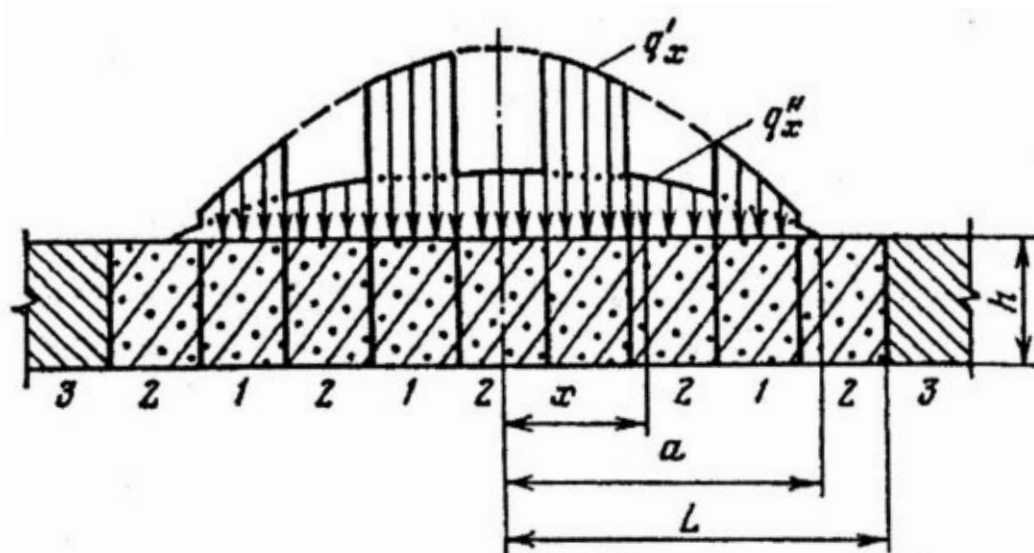


Рисунок 1.9 – «Расчетная схема к определению опорного давления на искусственные целики с различными свойствами: 1 – литая твердеющая закладка; 2 – несвязная закладка во вторичных камерах; 3 – рудные целики;  $q'$  – эпюра нагрузок на литую твердеющую закладку;  $q''$  – эпюра нагрузок на несвязную закладку» [4]

Работы начинают с отработки заходок 1-й очереди, заполняя образовавшиеся пустоты твердеющей закладкой. На этом этапе нагрузку воспринимают рудные целики. Начало отработки заходок 2-й очереди ведет к перераспределению нагрузок на искусственные целики, т.к. когда нижняя поверхность потолочины, прогнувшись, входит с ними в контакт, часть нагрузок передается на эти целики. Чем больше отработанных заходок второй очереди, тем большую нагрузку воспринимают искусственные целики, а к концу отработки воспринимают на себя всю нагрузку от вышележащих пород. Для упрощения технологии ширину заходок 1-й и 2-й очереди следует принимать одинаковой, расчетным путем устанавливая устойчивый размер рудного целика (заходок 2-й очереди) [11, 55, 67].

Многостадийная выемка запасов позволяет создавать различные комбинации искусственных и рудных целиков (закладка-руда-закладка; руда-закладка-руда). При этом деформационные характеристики комбинированного рудно-закладочного массива превышают аналогичные параметры искусственных целиков [29].

При одностадийной выемке основные напряжения воспринимает на себя рудный массив в призабойной части. Эпюры распределения напряжений при сплошном порядке выемке приведены на рисунке 1.10.

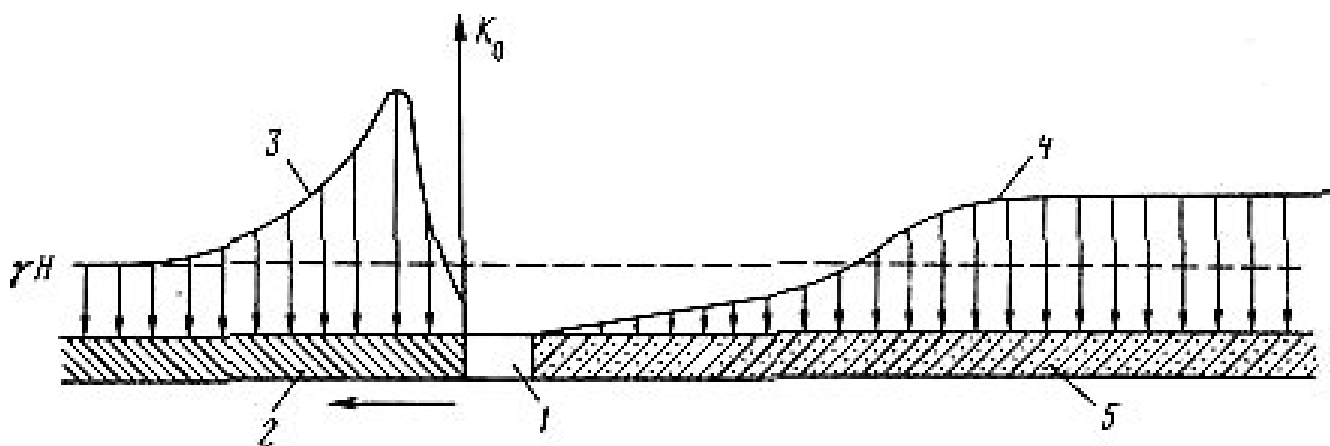


Рисунок 1.10 – Схема напряженного состояния рудный и искусственного массива при сплошной выемке. 1 – камера; 2 - руда; 3 и 4 - эпюры напряжений в рудном и закладочном массиве; 5 - закладка;  $K_0$ - коэффициент концентрации давления горных пород [11]

Сплошная отработка с закладкой особенно эффективна для отработки слабых, неустойчивых залежей большой горизонтальной мощности, она позволяет обеспечить рациональное и полное извлечение полезного ископаемого. Однако, сложность возведения закладочного массива и осуществления дозакладочных работ, могут негативно сказаться на величине усадки искусственного массива и подработки водоупора.

Классическая слоевая система разработки, обладает низкими показателями производительности, несмотря на высокий коэффициент извлечения [27]. Альтернативой данной системе может являться увеличение размеров очистных заходов применяемой слоевой системы разработки.

Однако опыт применения слоевой системы разработки с нисходящим порядком выемки на Яковлевском руднике выявил ряд проблем [25, 33, 98]. К ним можно отнести низкую устойчивость стенок очистных выработок, пройденных в рыхлых рудах и как следствие потерю их устойчивости. Поэтому увеличение размеров очистных заходов связано с необходимостью обеспечения устойчивости очистных выработок.

Опыт отработки запасов слабо прочных меднорудных месторождений Урала показывает, что отслоение руд под собственным весом на контуре очистного пространства камер и выработок приурочены к зонам разгрузки низкопрочного трещиноватого массива рудного массива. Форма бортов выработок после вывалообразований стремится к эллипсу (рисунок 1.11) [10].

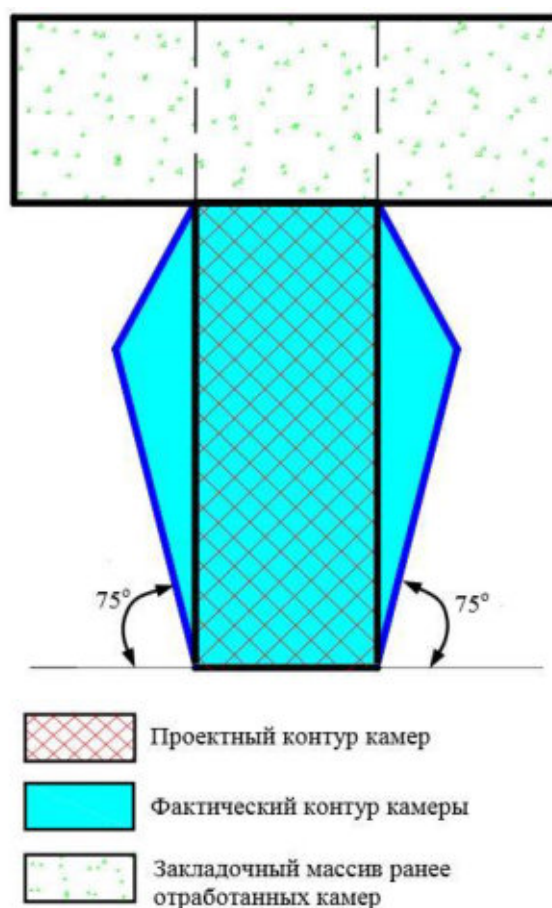


Рисунок 1.11 – Схема формирования очистного пространства камеры в слабых трещиноватых породах [10]



Прогноз вывалообразования осложняется сильной изменчивостью параметров отдельных вывалов. Количественные характеристики факторов, влияющих на склонность пород к вывалообразованию, изменяются в широких пределах, в результате чего их точный учет невозможен [84]. Для борьбы с вывалами возможно применение эффективной упрочняющей крепи, например, анкерной.

При разработке мощных рудных месторождений широко распространена камерная система разработки, с закладкой камер после отработки этажа, на всю его высоту. Основным их достоинством является высокая концентрация горных работ, возможность совмещения буровых работ и доставки руды, лучшие с точки зрения безопасности работ условия труда.

Вариант данной системы применяют на шахте «Заря-Октябрьская» (рудник им. Коминтерна). На руднике разрабатывают ряд залежей субпараллельного простирания, с углом падения  $50^\circ - 70^\circ$ , мощностью 10–30 метров. Коэффициент крепости богатых руд колеблется в пределах  $4 \div 7$ , при среднем содержании железа 61,75%. Крепость вмещающих пород  $-f = 7 \div 14$  [26].

Месторождение отрабатывают первичными и вторичными камерами, максимальная величина пролета которых определяются устойчивостью обнажений висячего бока и потолочины, и составляет 15-20 м. Высота камер определяется допустимой площадью вертикальных обнажений закладочного массива и не превышает  $1000 \text{ м}^2$ , а, следовательно, высота составит 35-45 м. Поэтому закладочный массив возводится последовательно, за один цикл закладывается один подэтаж [26].

Применение траншейных днищ обеспечило заполнение камер закладкой и свело к минимуму операции по дозакладке, снизило потери руды и разубоживание ее закладочным материалом.

Отработка камер возможна через одну, две или методом сплошной выемки. При отработке камер через одну, блок разбивают на несколько камер шириной 25 м, отрабатывая их вкрест простирания на всю мощность рудного тела. Только после полной отработки и закладки двух первичных камер, и набора её прочности

переходят к отработке вторичных камер, при этом не учитывая время на закладку, т.к. этот процесс не сдерживает дальнейшего ведения очистных работ. Очистные работы у закладочного массива начинают не раньше, чем через 3 месяца после его возведения. Прочность закладочного массива в этом возрасте составит 2,9 – 11,8 МПа., что обеспечивает достаточную его устойчивость при отработке вторичных камер.

Однако эффективность камерных систем разработки зависит от размеров камер, которые ограничены устойчивостью руды и вмещающих пород, а потому в сложных горнотехнических условиях разработки они либо экономически не выгодны, либо просто невозможны.

Развитие технологических схем отработки месторождений неустойчивых руд привело к созданию систем разработки объединяющих высокую производительность камерных и полноту извлечения слоевых систем разработки. К таким системам можно отнести камерную систему разработки с твердеющей закладкой для отработки неустойчивых руд Южно-Белозерского месторождения (рисунок 1.12).

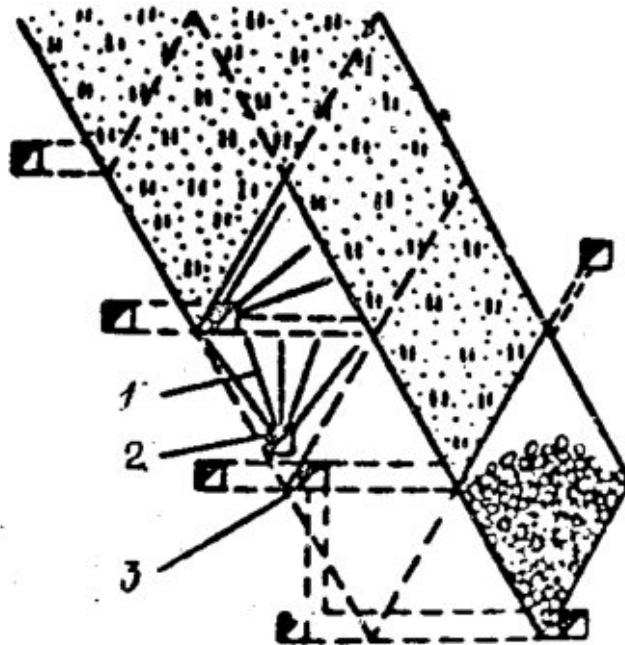


Рисунок 1.12 – Камерная система разработки с твердеющей закладкой для отработки неустойчивых руд Южно-Белозерского месторождения [53]: 1 – взрывные скважины; 2 и 3 – буровая и буродоставочная выработки

Увеличения устойчивости стенок камер достигается приданием им наклона в комбинации со смещением очистных выработок на половину их ширины, при этом отсутствуют горизонтальные снизу и вертикальные обнажения рудного массива. Сводчатая форма верхней части камер, формирующаяся закладочным массивом, как известно, наиболее устойчива, а потому требует меньшей прочности закладочного материала по сравнению с высокими прямоугольными камерами.

Совершенствование формы очистных камер полигональной формы можно наблюдать в способе разработки запасов мощных крутопадающих неустойчивых рудных тел, разработанный специалистами ОАО «Уралмеханобр» (рисунок 1.13-1.14) [48].

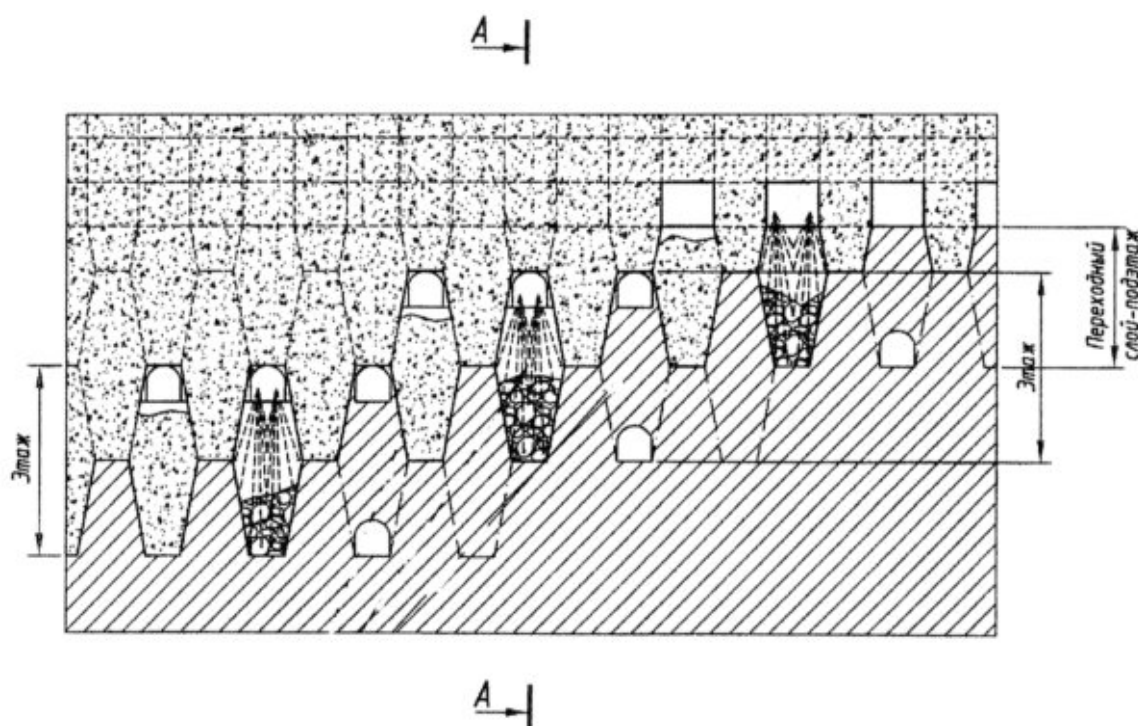


Рисунок 1.13 – Схема отработки слоев, заходок и камер, продольный разрез [48]

Предложенный способ позволяет повысить безопасность горных работ в неустойчивых рудах при переходе от слоевой выемки запасов камерами с применением самоходного техники увеличенной производительности за счет формирования переходного слоя - подэтажа. Трапециевидная форма камер увеличивает устойчивость рудных обнажений за счет наклона стенок, повышая безопасность ведения горных работ.

Наклон стенок камер позволяет увеличить устойчивость камер и уменьшить вероятность вывалов. Так, например, рудник «Айхал» отрабатывает низкопрочные кимберлитовые руды с устойчивой высотой вертикальной стенки обнажений по результатам горных работ 5-6 м. Наклон боков камеры на  $75^\circ$  (для угла внутреннего трения  $24-26^\circ$ ) приводит к увеличению устойчивой высоты обнажения боков камеры в 1,6-1,8 раза [42].

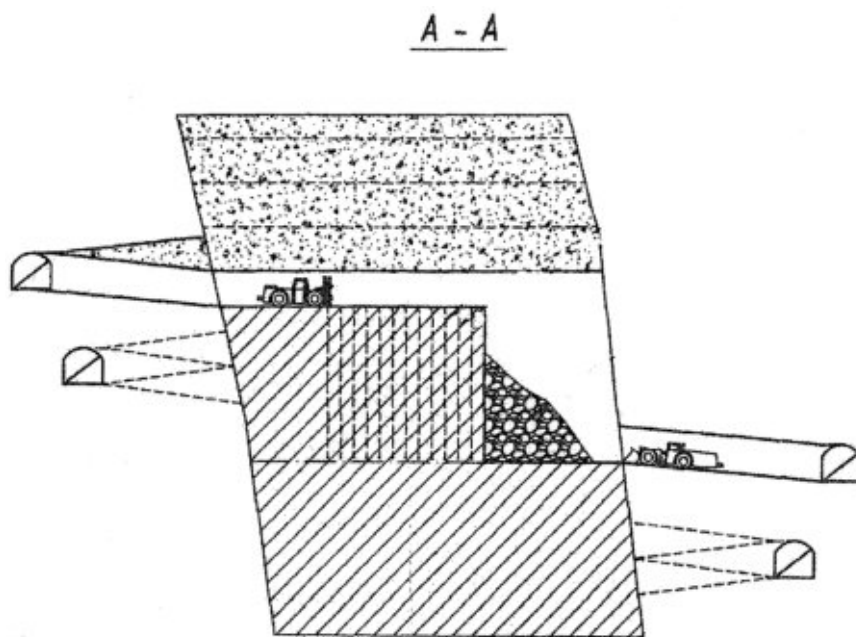


Рисунок 1.14 – Горизонтальный разрез по линии А-А [48]

Согласно исследованиям Ю.А. Дика, А.В. Котенкова и М.С. Танкова [20], давление от веса вышерасположенного закладочного массива воспринимают на себя рудные целики (синие стрелки), при этом зеленым цветом показана несущая часть целика, воспринимающая нагрузку (рисунок 1.15).

Наклонные элементы, показанные голубым цветом, не воспринимают нагрузку, и их устойчивость зависит от прочностных свойств массива и не зависит от напряженного состояния массива.

Кроме этого, устойчивость крутонаклонных и вертикальных обнажений в верхней части закладочного массива обеспечивается за счет формирования замковой конструкции, практически исключая сдвиговые и срезающие деформации. В этом случае закладочный массив представляет арочную конструкцию, работающую на сжатие, нагруженную весом вышележащего

массива, как при горизонтальном обнажении. В закладочном массиве в верхней части камеры формируется свод естественного равновесия.

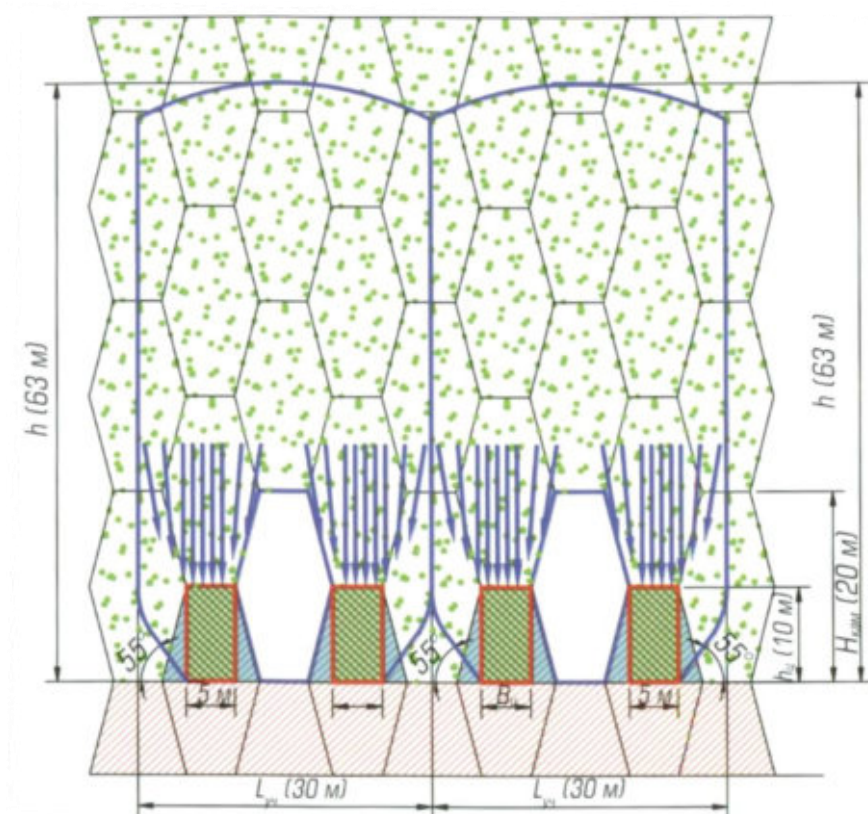


Рисунок 1.15 – Схема формирования сводов давления [20]

На сегодняшний день подземная разработка полезных ископаемых значительно уступает по производительности открытым способам добычи. Однако большие величины углубки карьеров и наличие глубоких месторождений богатых руд, увеличивают привлекательность подземных способов добычи. Вместе с тем сложные горно- и гидрогеологические условия залегания наиболее перспективных месторождений России ограничивают выбор систем разработки, вынуждая применять твердеющую закладку для обеспечения безопасности очистных работ.

В таких условиях применение систем разработки со смещенными полигональными (ромбовидными) очистными выработками может являться эффективным выходом из сложившейся ситуации, поэтому геомеханическое обоснование основных параметров данных систем при разработке богатых железных руд в сложных горногеологических условиях является актуальной задачей.

#### 1.4 Цель, задачи и методы исследования

Цель диссертационной работы:

Обеспечение устойчивости очистных и подготовительных выработок с увеличенными геометрическими параметрами для повышения эффективности разработки месторождений неустойчивых богатых железных руд.

Задачи диссертационной работы:

1. Обобщение опыта разработки железорудных месторождений в сложных горногеологических и гидрогеологических условиях;
2. Исследование проявлений горного давления при проведении очистных и подготовительных выработок в натуральных условиях;
3. Оценка результатов натуральных и аналитических исследований формирования и изменения напряженного-деформированного состояния рудного, породного и закладочного массивов при разработке месторождений богатых железных руд подземным способом;
4. Выбор и обоснование численной геомеханической модели массива и последующее моделирование НДС массива, вмещающего очистные выработки, и учитывающее изменение их геометрических параметров;
5. Установление зависимостей изменения НДС вмещающего рудного и закладочного массивов при отработке запасов неустойчивых железных руд выработками полигональной формы, расположенными в шахматном порядке.
6. Расчетное обоснование устойчивых параметров очистных выработок полигональной формы и разработка рекомендаций по креплению рудных обнажений.

В диссертационной работе использованы следующие методы исследований:

Работа выполнена с применением различных методов исследования, включающих анализ и научное обобщение ранее опубликованных работ, построение геомеханических моделей и расчет НДС рудничного и породного массивов, проведение лабораторных исследований и экспериментальную проверку полученных результатов.

## 1.5 Выводы по главе 1

1. Богатые железные руды, доля железа в которых превышает 55%, представлены двумя типами залежей: плащеобразными и линейными. Плащеобразные, принадлежащие к типичным корам выветривания, представлены мартитом, магнетитом, гематитом, гидроксидами железа и глинистыми минералами. Линейные, представленные уходящими на глубину мощными выклинивающимися рудными залежами, залегающие в железистых кварцитах и состоящие из гематита, магнетита, амфиболов, пироксенов, кварца и карбонатов.

2. Отработка запасов Яковлевское месторождение богатых железных руд осложняется малой прочностью и низкой устойчивостью вмещающего рудного массива, высоким показателем пористости и наличием водоносных горизонтов, расположенных над основным рудным телом. Перечисленные факторы осложняют эффективное ведение очистных горных работ при освоении месторождения применяемой на сегодняшний день слоевой системой разработки.

3. Исследование существующих технологий разработки неустойчивых руд в сложных горно- и гидрогеологических условиях показало, что применение камерных систем разработки с увеличенными параметрами позволяет повысить технико-экономические показатели и безопасность ведения очистных работ.

4. Переход к отработке запасов выработками полигональной формы требует обоснования рациональных геометрических параметров очистных выработок и параметров крепления горных выработок. Вследствие чего задача по установлению закономерностей формирования и изменения НДС рудного массива при отработке богатых железных руд очистными выработками полигональной формы является актуальной.

## **ГЛАВА 2 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ РУДНОГО И ПОРОДНОГО МАССИВА ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ**

### **2.1 Разработка методик натуральных наблюдений**

Необходимость наблюдения за состоянием очистных и подготовительных горных выработок при разработке запасов богатых железных руд Яковлевского месторождения подтверждается активизацией деформационных процессов в системе целик-очистные заходки по мере расширения фронта горных работ на горизонте -370 м.

Оценка влияния геометрических параметров обнажений, технологии ведения работ по проходке и креплению, и других факторов на устойчивость горных выработок произведена по результатам натуральных исследований очистных выработок Яковлевского рудника на гор. -370м.

Результаты натуральных наблюдений предполагается использовать для уточнения схемы формирования в богатых железных рудах зоны предельного состояния и на основании полученных данных осуществить выбор геомеханической и численной модели поведения рудного массива, наиболее приближенной к реальным условиям, для обоснования параметров системы разработки с очистными выработками полигональной формы, расположенными в шахматном порядке.

Методика натуральных наблюдений включает:

- 1) Визуальное обследование параллельных выработок с замером геометрических размеров переборов относительно проектного сечения с учетом способа проходки (БВР, комбайн);
- 2) Картирование и оценка устойчивости участков, на которых отмечены вывалы и отслоения в бортах и кровле;
- 3) Контроль сдвижения и деформацией покрывающей рудной толщи по данным станций глубинных реперов.



1. Методика натуральных наблюдений за состоянием параллельных выработок с измерением линейных переборов руд за крепью КПМ-А3 при буровзрывном и комбайновом способах проходки.

Исследования проведены в очистных заходках гор. -370 м, пройденных комбайновым и буровзрывным способом в различных типах руд, с разной шириной разделительных целиков.

Цель исследования заключалась в оценке влияние способа проходки очистных выработок на величину линейных переборов относительно проектного сечения выработки.

В процессе обследования выработки разделялись на группы по способу проведения (комбайн или БВР), ширине рудного целика между выработками (1, 2 или 3 пролета выработки) и типу приконутрного массива (руда, закладка) (рисунок 2.1).

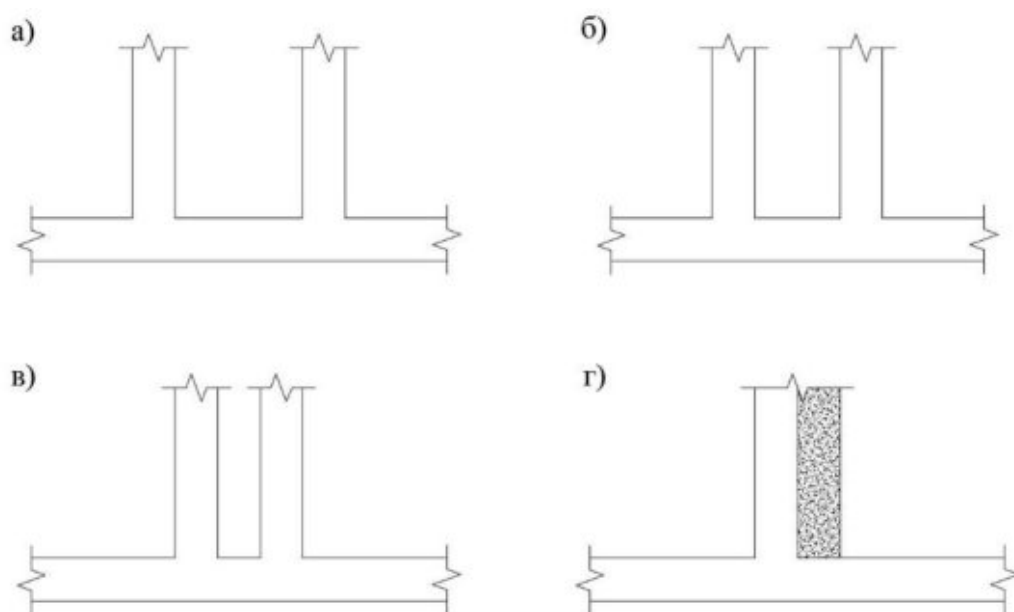


Рисунок 2.1 – Ширина целика между очистными заходками:

- а) – три пролета ОЗ; а) – три пролета ОЗ; б) – два пролета ОЗ; в) – один пролета ОЗ;  
 г) – выработки, пройденные вприсечку

Геометрические размеры переборов в закрепном пространстве очистных выработок оценивались в семи точка и замерялись как расстояния от фактического контура обнажения до затяжки крепи [74].

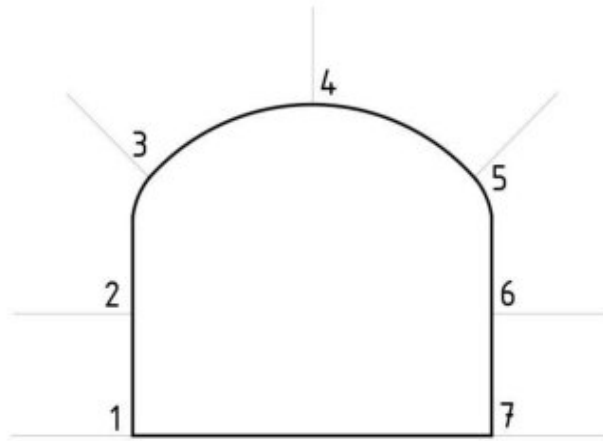


Рисунок 2.2 – Схема расположения точек замеров линейных переборов в закрепном пространстве

Результаты точечного зондирования закрепного пространства очистных заходок сводились в таблицы:

Таблица 2.1 – Переборы за крепью КМП-А3 в очистной заходке № ..., блок ...

Сечение	№ПК и расстояние до него	Линейные переборы (м) в точках периметра							Средние значение по сечению, м
		1	2	3	4	5	6	7	
1									
2									
Среднее значение по точке, м									

2) Методика натуральных наблюдений оценки устойчивости горных выработок по результатам определения зон локальных отслоения горных пород и вывалов в бортах и сводовой части.

Методика шахтных наблюдений включала: выбор участка выработки (полигона), замер размеров сечения, описание крепления выработки, оценку устойчивости бортов и кровли выработки, а также внешнего состояния крепления.

Целью обследования выработок являлись:

- визуальный осмотр состояния крепи и рудного обнажения.
- измерение основных геометрических размеров крепи выработок.
- измерение величин переборов закрепного пространства в боках и кровле.
- определение зон отслоения и вывалов в боках и кровле выработок.

- измерение лазерным дальномером (рулеткой) геометрических размеров на участках вывалообразований.
- оценка сходимости расчетного критерия устойчивости (категории устойчивости) и фактического состояния обнажений.
- оценку состояния крепи выработок, включая характер деформаций и разрушения элементов крепи.
- фиксация выявленных дефектов элементов крепи в анкете наблюдений.
- фотосъемка обследуемого участка.

Геологическая характеристика вмещающих руд принимается по данным геологической службы рудника.

Основой для выбора исследуемого участка выработки (полигона) служили: 1) тип руды, исходя из прочностных свойств; 2) применяемое крепление (сечение выработки, шаг расстановки и т.д.); 3) устойчивость приконтурного массива и уровень деформации элементов крепи. Длина участков изменялась от 10 – до 60 м.

На основании полученных результатов анкетирования выработок, пройденных вприсечку к закладочному массиву, составлялась анкета оценки состояния выработки (таблица 2.2).

### 3) Методика натуральных наблюдений сдвижения и деформацией покрывающей рудной толщи по данным станций глубинных реперов

Для защиты рудника от вышележащих высоконапорных водоносных горизонтов проектом предусматривается оставление защитной потолочины из богатых железных руд мощностью 65 м.

Для контроля сдвижения налегающей толщи пород измеряется оседание (вертикальное смещение) верхней границы выработанного пространства на отметке гор. -370 м, где осуществляется отработка первого слоя руды.

Наблюдение осуществляется с применением станций глубинных реперов по методике, разработанной кафедрой маркшейдерского дела Горного университета [68, 80].

Таблица 2.2 – Анкета визуальных наблюдений за состоянием выработок, пройденных вприсечку

Горизонт м Выработка \_ \_\_\_\_\_ Длина выработки \_\_ м, участка \_\_\_\_\_ м Пикеты \_ \_ Период поддерж. \_\_\_\_ мес.

NN	Характеристики объекта наблюдений	Описание объекта						Примечание Эскизы	
		Железнослюдково-мартитовая			гидрогематитовая				
1.	Руда	рыхлая	ср. плотности	плотная	рыхлая	карбонатизированная			
2.	Крепь, тип СВП, шаг арок, площадь сечения в свету, м <sup>2</sup>								
3.	Ширина целика: до проходки - после проходки								
4.	Тип затяжки	Решётка метал.	Просечной лист	Дерево	По всему периметру	Только в кровле	Окна в кровле		Окна в боках
5.	Забутовка закрепного пространства	В боках			В кровле				
		плотная	неплотная	отсутствует	плотная	неплотная	отсутствует		
6.	Деформации крепи	Без деформаций	Изгибы спецпрофиля	Обрывы хомутов	Выдавливание затяжки		Затяжка в боках сползает		
7.	Вмещающий массив	Контур устойчив	Отслоения с боков	Отслоения в кровле	Пустоты за крепью в кровле		Контур частично обнажён		
8.	Разделительный целик	Без нарушений	Обрушен	Частично обрушен					
9.	Закладка смежной выработки	Недозаклад в кровле ..... м	Пустоты над крепью в кровле, м				Ширина объединенного свода ..... м		
			Нет	До 0,1	0,1-0,3	0,3,- 0,5			>0.5
10.	Неподкреплённый свод	Плотное забучивание	Пролёт неподкрепленного свода, м				Частичное обрушение		
			До 5	5 – 8	8 – 10	Более 10			
11.	Переборы за проектный контур, м	В боках			В кровле				

Для закладки станции глубинных реперов бурят скважины  $\text{Ø}76$  (105) мм и длиной 9 м, с перебором зоны отслаивания пород. В каждую скважину устанавливаются глубинные репера, концевая часть которого качественно закрепляется. Кондуктор, выполненный из участка трубы длиной полтора метра, выступает из устьевой части скважины. После чего в основании репера закрепляют проволоку с грузом (7-10 кг) (рисунок 2.3).

Суть метода заключается в определении изменения кривизны по вертикальным смещениям глубинных реперов. Для чего создаются подземные наблюдательные станции, состоящие из трех и более скважин. Пара опорных реперов также закладывается в бортах выработки [79].

Методом геометрического нивелирования периодически определяются расстояния от устья скважины до груза, разность которых и показывает вертикальное смещение реперов во времени (рисунок 2.4).

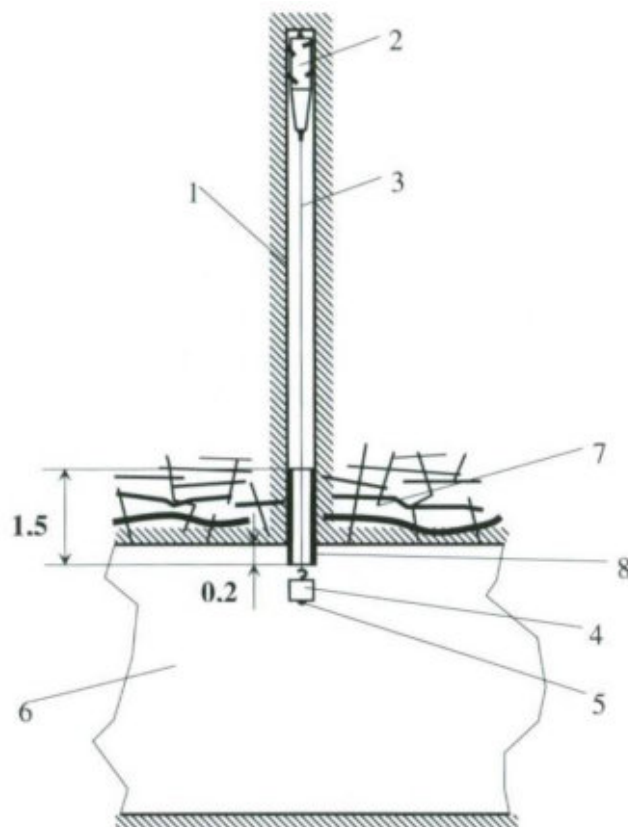


Рисунок 2.3 – Принципиальная схема установки глубинного репера: 1 – скважина; 2 – глубинный репер; 3 – проволоочная связь; 4 – противовес; 5 – место установки рейки; 6 – выработка; 7 – нарушенный массив; 8 – кондуктор скважины

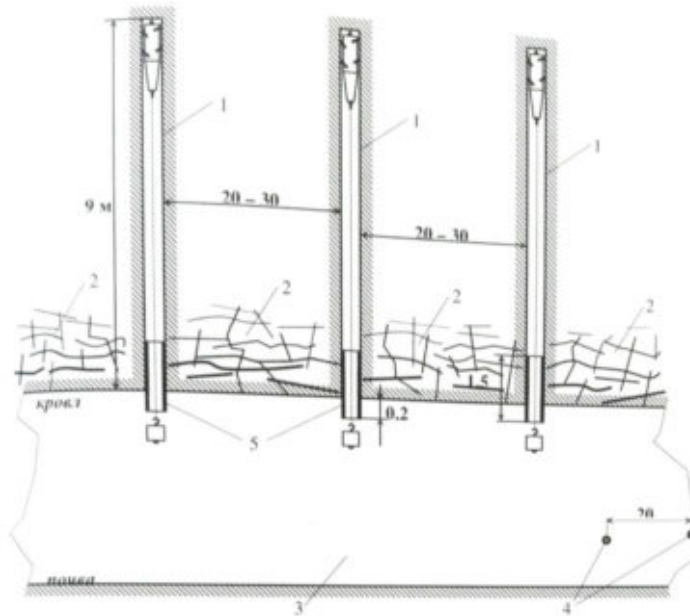


Рисунок 2.4 – Группа глубинных реперов, собранная в локальную подземную наблюдательную станцию: 1 – скважина; 2 – нарушенный массив; 3 – выработка; 4 – опорные репера; 5 – кондуктор скважины

На рисунке 2.5 показан метод определения оседания рудной потолочины во времени (начальное положение глубинных реперов 1-3 –  $H_{0,1}$ ,  $H_{0,2}$ ,  $H_{0,3}$ ).

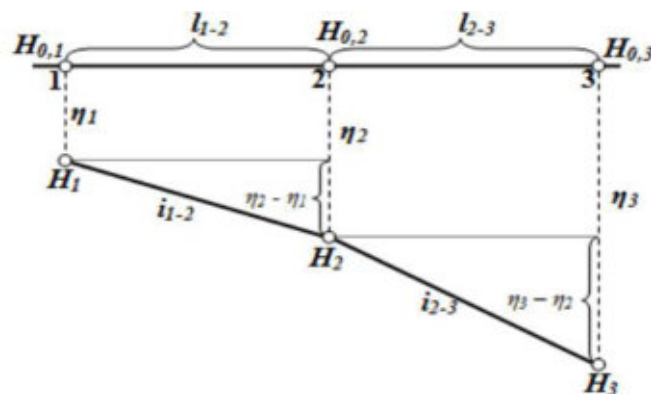


Рисунок 2.5 – Схема определения оседаний, наклонов и кривизны

Деформации и оседания предохранительной рудной потолочины определяют по результатам оценки смещений глубинных реперов, путем замера их обновленного положения ( $H_1$ ,  $H_2$ ,  $H_3$ ) из выражения:

$$\eta_1 = H_1 - H_{0,1}; \eta_2 = H_2 - H_{0,2}; \eta_3 = H_3 - H_{0,3} \quad (2.1)$$

где  $H_{0,1}$ ,  $H_{0,2}$ ,  $H_{0,3}$  – высотные отметки реперов 1-3 на момент установки;  $H_1$ ,  $H_2$ ,  $H_3$  – высотные отметки реперов 1, 2 и 3 по результатам последующих замеров.

## 2.2 Результаты натуральных наблюдений за состоянием параллельных выработок с измерением линейных переборов руд за крепью КПМ-А3 при буровзрывном и комбайновом способах проходки

Натурные наблюдения за устойчивостью обнажений горных выработок гор. -370 м Яковлевского рудника были проведены в очистных выработках очистных блоков №2, 4, 5 и 6. Выработки различаются по способу проходки: комбайновый и буровзрывной, размеры поперечного сечения в свету по проекту составляют  $S_{св} = 14,9 \text{ м}^2$  и  $S_{св} = 17,92 \text{ м}^2$ .

Обследованные выработки блоков №5 и №6, пройдены по массиву мартит-гидрогематитовых руд (коэффициент крепости  $f \approx 3$ ) и железослюдково-мартитовых руд (коэффициент крепости  $f \approx 3$ ). По все трассе выработок в бортах отмечаются систематические отслоения горной массы, приуроченные, в основном, к зонам контактов с прослойками рыхлых руд (коэффициент крепости  $f < 1$ ) и тектоническим нарушениям. Геометрические размеры отслоений составили: толщина 0,4м, длина ~1,75, высота менее 2м. Отмечены единичные случаи проявления капеза в кровле, не оказывающих влияния на устойчивость обнажений обследованных выработок. Стоит отметить, что большинство выработок, пройденных в плотных рудах под искусственной потолочиной являются сохраняют устойчивость обнажений после оборки заколов, без применения крепления. Значительных превышений проектных сечений не отмечается.

Обследованные выработки блока №4, пройдены по массиву неустойчивых железослюдково-мартитовых руд с зернистой и полосчатой текстурой, без структурной связи (коэффициент крепости  $f < 1$ ). Крупные отслоения руды локализованы в бортах и кровле рудных выработок, а их линейные размеры достигают 1,3м. Анализ формы сечений выработок, после вывалов и отслоений показал, что выработка в большинстве случаев приобретает форму трапеции с меньшим основанием в почве и значительно превышает проектное сечение. Незакрепленные участки выработок не сохраняют устойчивое состояние [67]. В большинстве случаев для исключения взаимовлияния расстояние между выработками превышает три пролета, с оставлением разделительных целиков и

заполнением их твердеющей закладкой. После этого осуществляют проходку выработки второй, третьей и четвертой очереди вприсечку к искусственному массиву.

### **Результаты зондирования закрепного пространства выработок, разделенных целиком шириной в 3 пролета выработки.**

План горизонта -370м с указанием контрольных участков горных выработок, представлен на рисунке 2.6.

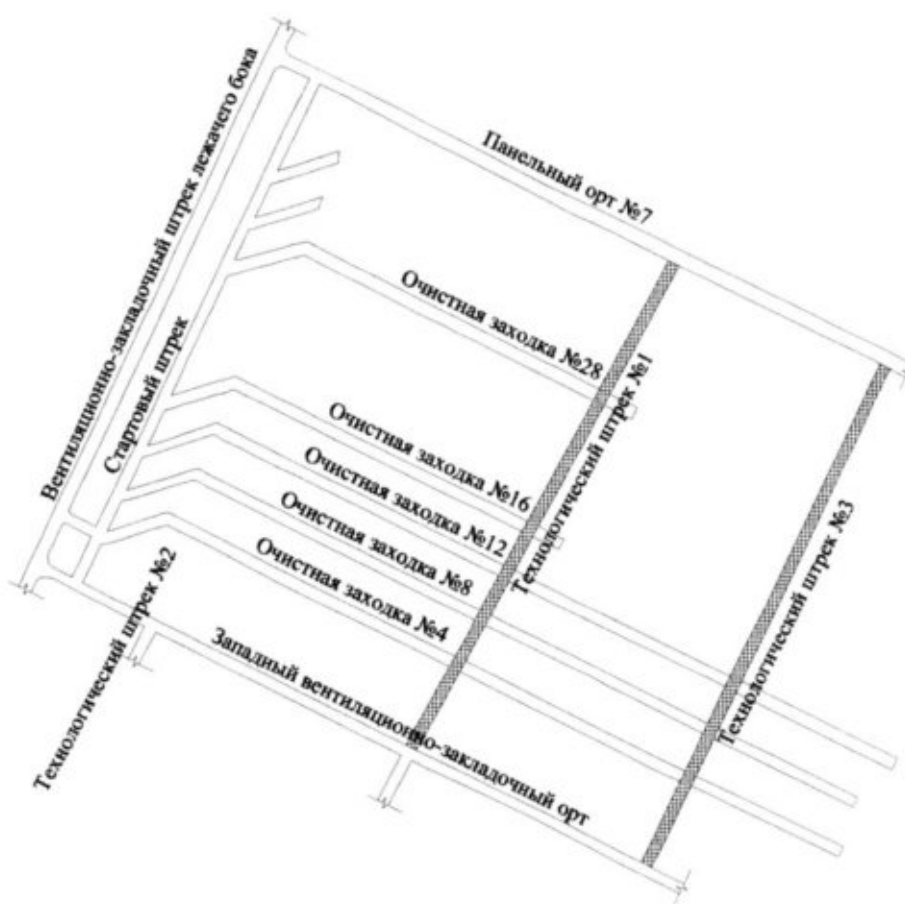


Рисунок 2.6 — План горизонта -370м с указанием исследованных участков горных выработок

Схема расположения выработок, разделенных целиком шириной в 3 пролета

1. **ОЗ №4** (комбайновый способ проходки), блок 6 (рисунок 2.7). Пройдена по железослюдково-мартитовым рудам. Площадь сечения выработки -  $S=17,92 \text{ м}^2$ .

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,3-0,5 м, по кровле – 0,2-0,5 м. На незакрепленном участке выработки со стороны ОЗ №8 отмечен крупный вывал, объемом  $\approx 7-10 \text{ м}^3$ .



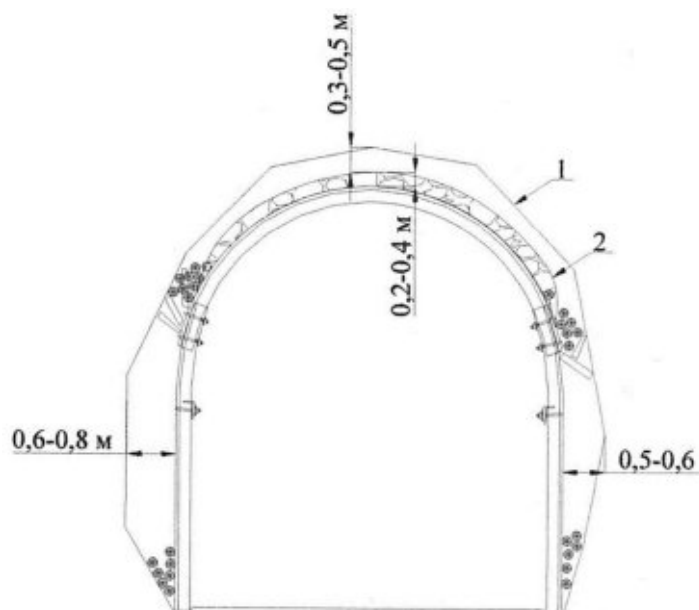


Рисунок 2.7 – Переборы на контуры очистной заходки №4, блок 6

2. **ОЗ №8** (комбайновый способ проходки), блок 6. Пройдена по железослюдково-мартитовым рудам. Площадь сечения выработки –  $S = 17,92 \text{ м}^2$  (рисунок 2.8).

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,4-0,7 м, по кровле – 0,2-0,5 м.

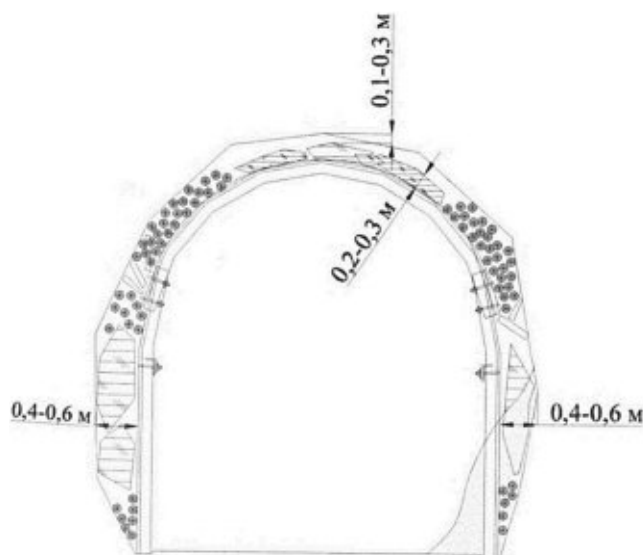


Рисунок 2.8 – Характерные вывалы и отслоения в кровле и боках выработки ОЗ №8

3. **ОЗ №12** (комбайновый способ проходки), блок 6 (рисунок 2.9). Пройдена по железослюдково-мартитовым рудам. Площадь сечения выработки –  $S = 17,92 \text{ м}^2$ .

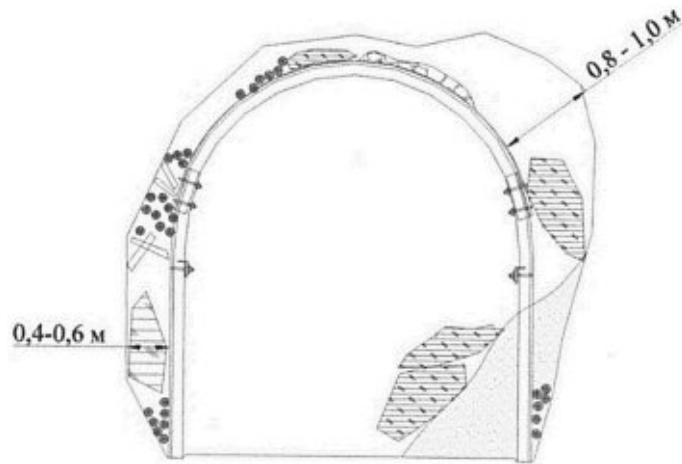


Рисунок 2.9 – Характерные вывалы и отслоения в кровле и боках выработки ОЗ №12

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,4-0,6 м, по кровле – 0,5-1,0 м.

**Результаты зондирования закрепного пространства выработок, разделенных целиком шириной в 2 пролета выработки.**

План горизонта -370м с указанием контрольных участков горных выработок, представлен на рисунке 2.10.



Рисунок 2.10 – План горизонта -370м с указанием контрольных участков горных выработок (ширина разделительного целика равна двум пролетам)

**ОЗ №25** (буровзрывной способ проходки), блок 4 (рисунок 2.11). Пройдена по гидрогематитовым рудам. Площадь сечения выработки –  $S = 14,9 \text{ м}^2$ .

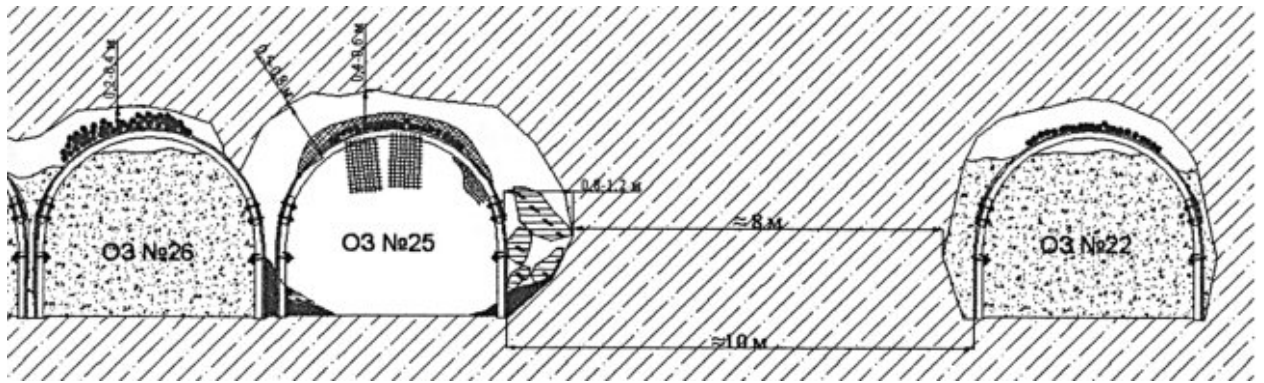


Рисунок 2.11 – Переборы на контуре ОЗ №25, блок 4

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,8-1,2 м, по кровле – 0,4-0,6 м. Результаты обследования ОЗ № 25 показали, что разделительный целик между выработками ОЗ № 22 и 25 уменьшился примерно на 20%.

**Результаты зондирования закрепного пространства выработок, пройденные вприсечку к закладочному массиву.**

1. ОЗ №5 (комбайновый способ проходки), блок 5 (рисунок 2.12). Пройдена по гидрогематито-мартитовым рудам. Ширина выработки  $B = 4,3$  м, высота  $H = 3,9$  м. ОЗ №6 – забетонирована.

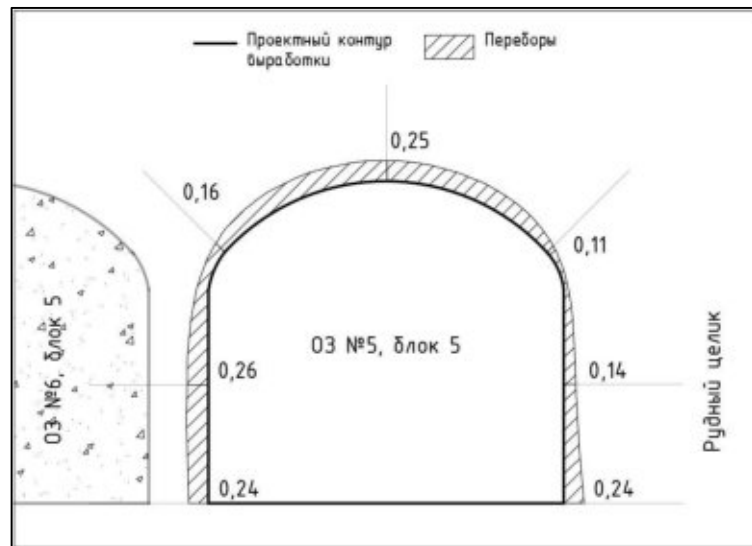


Рисунок 2.12 – Переборы на контуре ОЗ №5, блок 5

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,22 м, по кровле – 0,25 м. Максимальное значение перебора по трассе выработки – 0,57 м.

2. **ОЗ №11-П** (буровзрывной способ проходки), блок 5 (рисунок 2.13). Пройдена по гидрогематито-мартитовым рудам. Ширина выработки  $B=4,0$  м, высота  $H=4,4$  м. ОЗ №10 – забетонирована.

Средние значения переборов по периметру арок составили  $0,63$  м, по кровле –  $0,77$  м. Максимальное значение перебора по трассе выработки –  $2,18$  м.

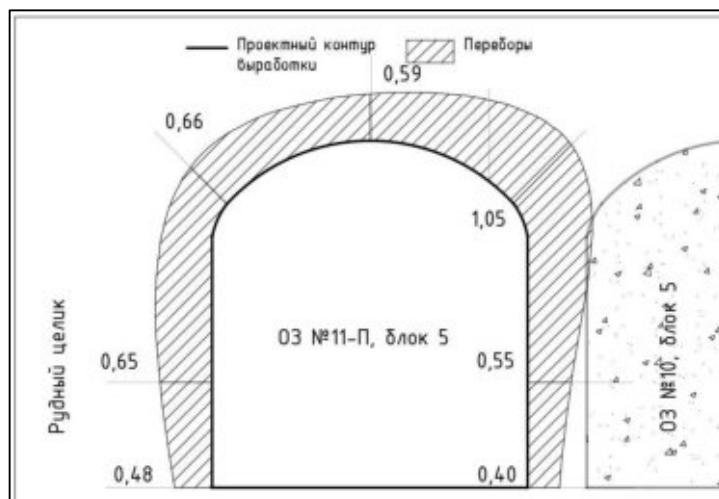


Рисунок 2.13 – Переборы на контуре ОЗ №11-П, блок 5

3. **ОЗ №14** (комбайновый способ проходки), блок 6 (рисунок 2.14). Пройдена по гидрогематито-мартитовым рудам. Ширина выработки  $B=4,2$  м, высота  $H=4,2$  м. ОЗ №15 – забетонирована.

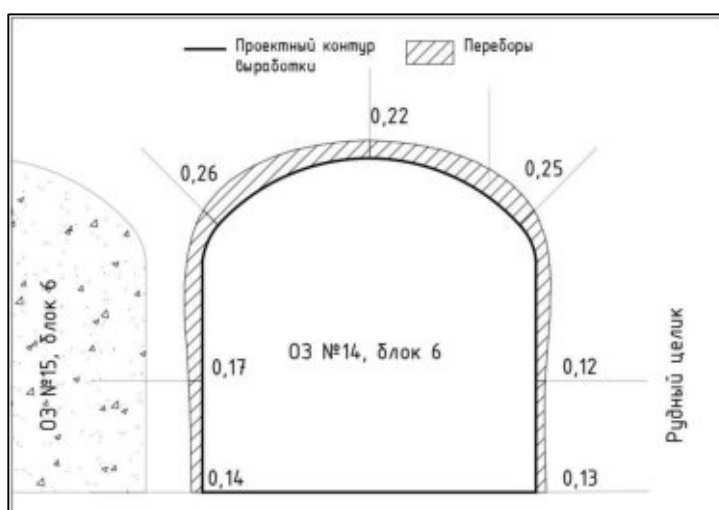


Рисунок 2.14 – Переборы на контуре ОЗ №14 (комбайн), блок 6

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,19 м, по кровле – 0,27 м. Максимальное значение перебора по трассе выработки – 1,64 м.

Очистная заходка №14 также имеет участок, пройденный буровзрывным способом (не вприсечку). Средние значения переборов по периметру арок составили 0,43 м, по кровле – 0,47 м (рисунок 2.15).

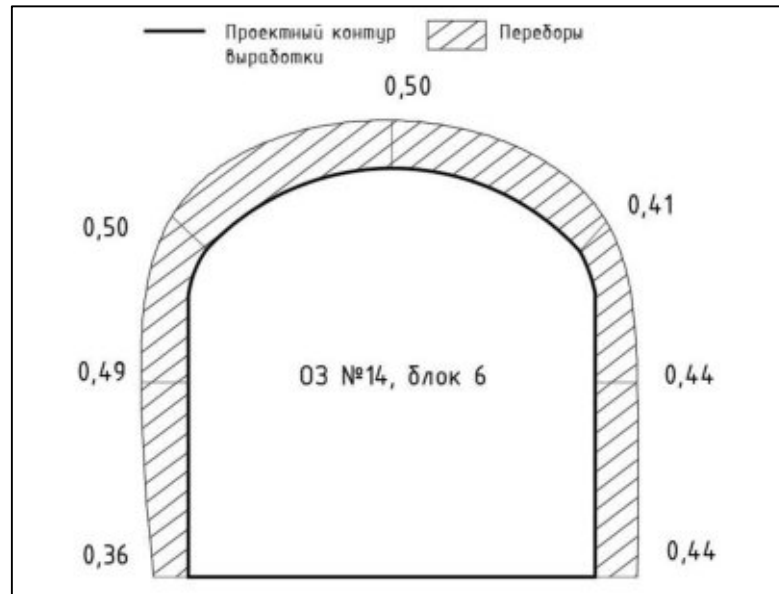


Рисунок 2.15 – Переборы на контуре ОЗ №14 (БВР), блок 6

4. **ОЗ №19-П** (комбайновый способ проходки), блок 6 (рисунок 2.16). Пройдена по железослюдково-маритовым рудам. Ширина выработки  $B=4,7$  м, высота  $H=4,2$  м. ОЗ №18 – забетонирована.

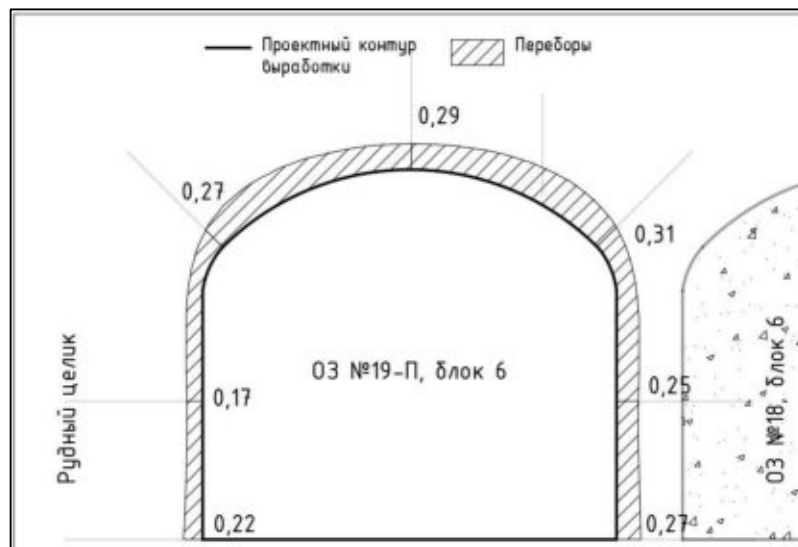


Рисунок 2.16 – Переборы на контуре ОЗ №19-П, блок 6

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,26 м, по кровле – 0,29 м. Максимальное значение перебора по трассе выработки – 1,29 м.

5. **ОЗ №21** (буровзрывной способ проходки), блок 4 (рисунок 2.17). Пройдена по гидрогематито-мартитовым рудам. Ширина выработки  $B=4,3$  м, высота  $H=3,6$  м. ОЗ №20 – забетонирована.

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,50 м, по кровле – 0,61 м. Максимальное значение перебора по трассе выработки – 1,29 м.

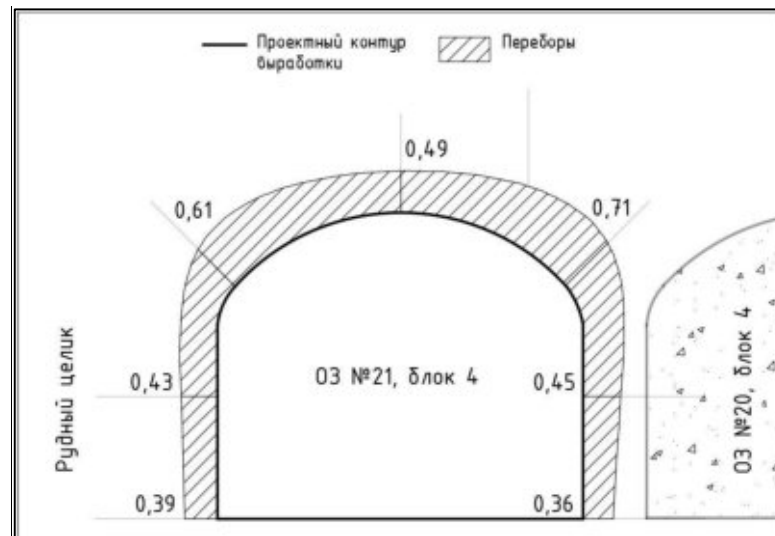


Рисунок 2.17 – Переборы на контуре ОЗ №21, блок 4

6. **ОЗ №31** (буровзрывной способ проходки), блок 4 (рисунок 2.18). Пройдена по железослюдково-мартитовым рудам. Ширина выработки  $B=3,7$  м, высота  $H=4,0$  м. ОЗ №30 – забетонирована.

Средние значения переборов по периметру арок составили 0,52 м, по кровле – 0,62 м. Максимальное значение перебора по трассе выработки – 1,29 м.

В таблице 2.3 представлены средние значения переборов по трассе выработок. Средняя величина переборов в выработках, пройденных комбайновым способом составила: в боках 0,2 м, в кровле 0,24 м, а для буровзрывного способа: в боках 0,44 м, в кровле 0,68 м.

В таблице 2.4 представлены средние значения фактической площади в отношении проектному сечению выработок. Из таблицы видно, что при комбайновом способе проходки площадь поперечного сечения выработок

Таблица 2.3 – Сравнение линейных размеров переборов относительного проектного контура выработки

Точки	Комбайновый способ проходки			Буровзрывной способ проходки			
	ОЗ №5	ОЗ №14	ОЗ №19-П	ОЗ №11-П	ОЗ №21	ОЗ №31	ОЗ №14
1	0,24	0,14	0,22	0,48	0,39	0,25	0,36
2	0,26	0,17	0,17	0,65	0,43	0,39	0,39
3	0,16	0,26	0,27	0,66	0,61	0,56	0,50
4	0,25	0,22	0,29	0,59	0,49	0,51	0,50
5	0,11	0,25	0,31	1,05	0,71	0,90	0,41
6	0,14	0,12	0,25	0,55	0,45	0,54	0,44
7	0,24	0,13	0,27	0,40	0,36	0,39	0,44

Таблица 2.4 – Усредненные размеры фактического поперечного сечения выработки в проходке  $S_{пр}$  и площадь закрепных переборов руды  $\Delta S$

Комбайновый способ проходки						Буровзрывной способ проходки							
ОЗ №5		ОЗ №14		ОЗ №19-П		ОЗ №11-П		ОЗ №21		ОЗ №31		ОЗ №14	
$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$	$S_{пр}, м^2$	$\frac{\Delta S, м^2}{\%}$
15,32	$\frac{2,16}{14,09}$	16,25	$\frac{2,34}{14,4}$	18,10	$\frac{3,20}{17,67}$	16,34	$\frac{8,57}{52,44}$	14,02	$\frac{5,68}{40,51}$	13,82	$\frac{6,52}{47,17}$	16,25	$\frac{5,31}{32,67}$

увеличена в среднем на 15,4%. При буровзрывном способе значение отношения фактического и проектного сечения составило 43,2%. Другими словами, комбайновый способ проведения выработок позволяет уменьшить отклонения от проектного контура выработки в 2,8 раза, относительно буровзрывного способа проходки.

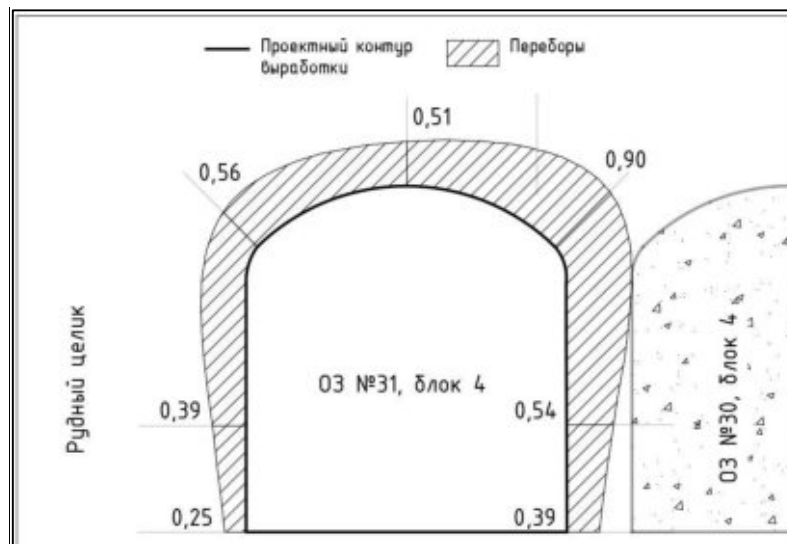


Рисунок 2.18 – Переборы на контуры очистной заходки №31, блок 4

Разделительный целик в выработках, пройденных комбайном, не разрушен, а на некоторых участках отмечаются обрушения небольшой протяженности. В выработках, пройденных с применением БВР разделительный целик потерял устойчивость.

В целом отмечаются некоторые закономерности: 1) деформации элементов крепи не связаны с давлением от вмещающего рудного массива, даже в неустойчивом массиве низкой плотности и на контактах литологических разностей; 2) затяжка рам деформирована на локальных участках. С большой долей вероятности это связано с некачественной забутовкой закрепного пространства, вследствие чего нагрузка на элементы крепи распределяется неравномерно. Кроме того, отмечается сползание элементов затяжки под собственным весом в бортах и кровле выработок. Особенно это прослеживается в выработках, пройденных с использованием буровзрывной технологии, где переборы велики, а забутовка отсутствует. Обследованы выработки различных, от 13,9 до 17,92 м<sup>2</sup>, площадей поперечного



сечения в свету, закрепленные арками из СВП-22. Влияния площади поперечного сечения очистных заходок на устойчивость обнажения рудного массива визуально не установлено. Деформации крепи (затяжки) присутствуют в равной мере во всех выработках вне зависимости от площади их поперечного сечения.

Состояние массива вокруг очистных заходок зависит от способа проходки:

Комбайновая технология проходки очистных:

- качество оконтуривания среднее. Не отмечено значительной разницы в величинах переборов за контуром крепи очистной заходки при разных типах вмещающих руд. Средние значения переборов в железнослюdkово-мартитовых и гидрогематитовых рудах примерно одинаковы и составляют 16,5 % от проектной площади сечения выработки;

- обнажения вмещающего массива находятся в удовлетворительном состоянии. На протяжении всех очистных заходок прослеживаются отслоения только в боках (наиболее явно на участках со слоистой структурой вмещающего массива). За счёт окон в боках контур выработки на некоторых участках частично обнажён;

- качество оконтуривания позволяет проходить очистную заходку комбайном без разрушения и даже каких-либо частичных обрушений разделительного целика.

Буровзрывная технология проходки очистных заходок:

- сохраняется тенденция проходки очистных заходок со значительными переборами руды за проектный контур. Средняя по всем рассмотренным выше сечениям очистных заходок величина переборов по периметру очистных заходок составляет 43,2% от проектной площади сечения выработки. Обрушения руды в этих сечениях связаны с разрушением разделительного целика между заходками, с зонами контакта железнослюdkово-матритовых и гидрогематитовых руд, с участками руд с выраженной слоистостью;

- в кровле очистных заходок отмечаются большие переборы руды за проектный контур.

### 2.3 Результаты натуральных наблюдений по определению зон вывалообразования и отслоения горных пород в бортах и сводовой части горных выработок с оценкой их устойчивости

Оценка влияние очистных работ на горные выработки осуществлялась на гор. -370 м, -374 м, -378 м, -382 м и рудника в целом. Объектами обследования являлись очистные выработки горизонта. Основным типом крепи является КМП-А3 из профиля СВП 22.

#### Очистная заходка № 6-3-13

Выработка пройдена вкrest простирания пород и железослюдково-мартитовых руд ( $f = 1$ ).

Осмотрен участок выработки от сопряжения со слоевым штреком № 6-3-1 до сопряжения со слоевым штреком № 6-3-3. На расстоянии 30 метров от сопряжения № 6-3-13 наблюдаются деформации стойки крепи выработки на величину 0,3 м по причине вывала (рисунок 2.19 а).

На расстоянии 50 метров от сопряжения отсутствует контакта крепи выработки с рудным массивом (расстояние от стойки до обнажения 0,4 м) (рисунок 2.19 б).

а)



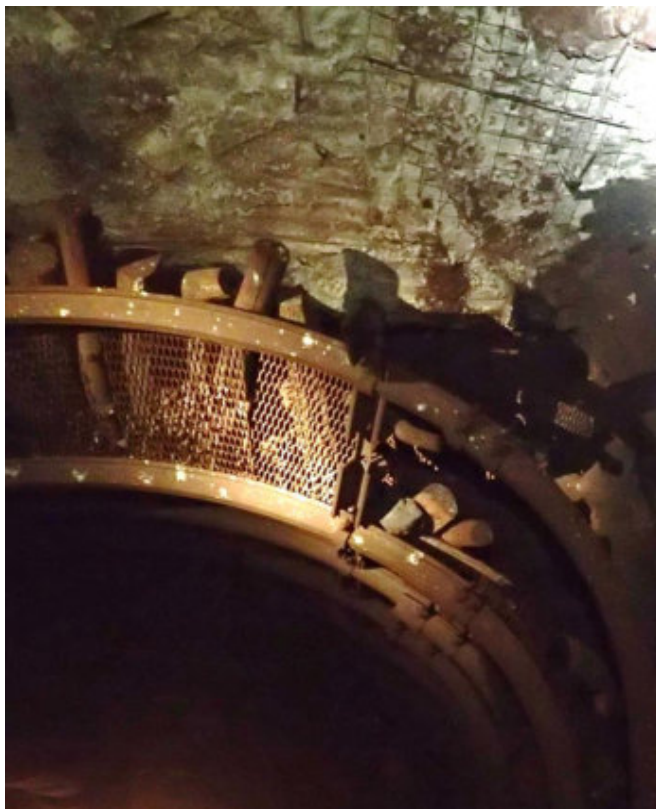
б)



Рисунок 2.19 – Состояние очистной заходки № 6-3-13: а) деформация стойки крепи вследствие вывала; б) отсутствует контакт крепи с массивом порядка 0,4 м

Отсутствие затяжки и плохая забутовка встречается на всем протяжении очистной заходки (рисунок 2.20). На нескольких участках были отмечены наличие заколов и незначительные отслоения закладочного материала в кровле. Мощность зоны разрушения ограничивается арматурной сеткой (таблица 2.5).

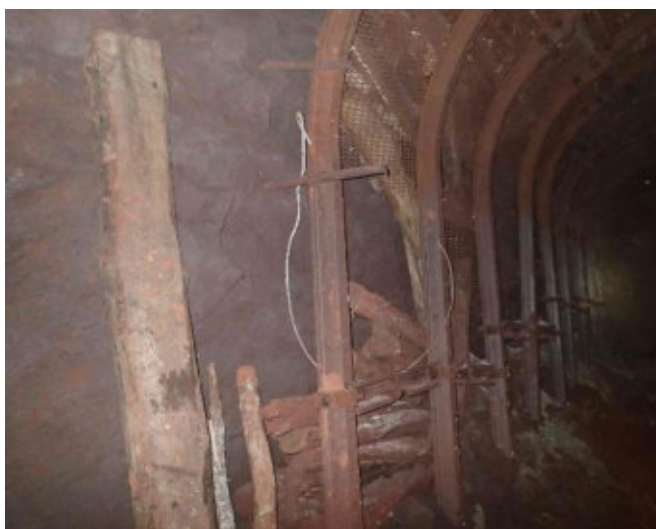
а)



б)



в)



г)



Рисунок 2.20 - Состояние очистной заходки № 6-3-13:

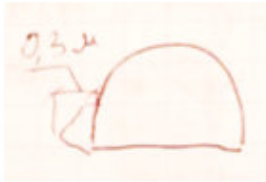
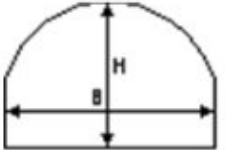
а) отслоение закладочного массива в кровле выработки;

б), в) и г) –отсутствие затяжки и забутовки выработки

Таблица 2.5 – Анкета визуальных наблюдений за состоянием ОЗ № 6-3-13

Горизонт – 382 м. Выработка – Очистная заходка № 6-3-13. 6 блок 3 слой. Длина выработки – 220 м, участок – МТ2818+7 м.

Пикеты.

NN	Характеристики объекта наблюдений	Описание объекта						Примечание Эскизы	
		Железнослюдково-мартитовая			Гидрогематитовая				
1.	Руда	рыхлая	ср. плотности	плотная	рыхлая	карбонатизированная		    $S \approx 12,5 \text{ м}^2$ $H = 3,70 \text{ м}$ $B = 4,30 \text{ м}$	
2.	Крепь, тип СВП, шаг арок, площадь сечения в свету, м <sup>2</sup>	СВП-22, ш/р – 1 м, S = 12,5 м <sup>2</sup>							
3.	Ширина целика: до проходки - после проходки								
4.	Тип затяжки	Решётка метал.	Просечной лист	Дерево (свод, иногда бока)	По всему периметру	Только в кровле	Окна в кровле		Окна в боках
5.	Забутовка закрепного пространства	В боках			В кровле				
		плотная	неплотная	отсутствует	плотная	неплотная	отсутствует		
6.	Деформации крепи	Без деформаций	Изгибы спецпрофиля	Обрывы хомутов	Выдавливание затяжки	Затяжка в боках сползает			
7.	Вмещающий массив	Контур устойчив	Отслоения с боков	Отслоения в кровле	Пустоты за крепью в кровле	Контур частично обнажён			
8.	Разделительный целик	Без нарушений	Обрушен	Частично обрушен					
9.	Закладка смежной выработки	Недозаклад в кровле ..... м	Пустоты над крепью в кровле, м				Ширина объединенного свода ..... м		
			Нет	До 0,1	0,1-0,3	0,3,-0,5			>0,5
10.	Неподкреплённый свод	Плотное забучивание	Пролёт неподкрепленного свода, м				Частичное обрушение		
			До 5	5 – 8	8 – 10	Более 10			
11.	Переборы за проектный контур, м	В боках 0,2 - 0,3			В кровле 0,1 – 0,3 м				



### Очистная заходка № 6-1-29

По правому борту очистная выработка пройдена вприсечку к очистной заходке № 6-1-28, вкрест простирания пород и железносланцево-мартитовых руд ( $f = 1-2$ ).

Осмотрен участок выработки длиной 140 метров от сопряжения с СШ № 6-1-1 (таблица 2.6). На участке ПК2+9-ПК3+1 отмечен локальный вывал со стороны борта выработки объемом  $\sim 1,0$  м<sup>3</sup>, с повреждением конструктивных элементов арочной крепи (рисунок 2.21 а).

В интервале ПК3+2-ПК3+4 отмечено отслоение величиной 2,5 м (рисунок 2.21 б). На удалении 22 м от сопряжения со слоевым штреком № 6-1-1 зафиксирован вывал объемом 0,8 м<sup>3</sup> (рисунок 2.21 в, г).

а)



б)



в)



г)



Рисунок 2.21 - Состояние очистной заходки № 6-1-29

Таблица 2.6 – Анкета визуальных наблюдений за состоянием ОЗ № 6-1-29

Горизонт – 374 м. Выработка – Очистная заходка № 6-1-29. 6 блок 1 слой. Длина выработки – 210 м, участок – МТ2824+4 м. Пикеты ПК-3.

NN	Характеристики объекта наблюдений	Описание объекта						Примечание Эскизы	
		Железнослюдково-мартитовая			Гидрогематитовая				
1.	Руда	рыхлая	ср. плотности	плотная	рыхлая	карбонатизированная		<p><math>S \approx 12,5 \text{ м}^2</math>  <math>H = 3,7 \text{ м};</math>  <math>B = 4,0 \text{ м}</math></p> <p>У ПК-3 вывал 0,9 м (в)</p> <p>ПК-3 +3м купол 9 м (а)</p>	
2.	Крепь, тип СВП, шаг арок, площадь сечения в свету, м <sup>2</sup>	СВП-22, ш/р – 1 м, S = 12,5 м <sup>2</sup>							
3.	Ширина целика: до проходки - после проходки								
4.	Тип затяжки	Решётка метал.	Просечной лист	Дерево (свод, иногда бока)	По всему периметру	Только в кровле	Окна в кровле		Окна в боках
5.	Забутовка закрепного пространства	В боках			В кровле				
		плотная	неплотная	отсутствует	плотная	неплотная	отсутствует		
6.	Деформации крепи	Без деформаций	Изгибы спецпрофиля	Обрывы хомутов	Выдавливание затяжки	Затяжка в боках сползает			
7.	Вмещающий массив	Контур устойчив	Отслоения с боков	Отслоения в кровле	Пустоты за крепью в кровле	Контур частично обнажён			
8.	Разделительный целик	Без нарушений	Обрушен	Частично обрушен					
9.	Закладка смежной выработки	Недозаклад в кровле ..... м	Пустоты над крепью в кровле, м				Ширина объединенного свода ..... м		
			Нет	До 0,1	0,1-0,3	0,3,- 0,5			>0,5
10.	Неподкреплённый свод	Плотное забучивание	Пролёт неподкрепленного свода, м				Частичное обрушение		
			До 5	5 – 8	8 – 10	Более 10			
11.	Переборы за проектный контур, м	В боках до 0,5 м			В кровле 0,85 - 9 м				

### Очистная заходка № 4-1-18

Очистная заходка № 4-1-18 пройдена вкрест простирания рудного тела, представленного железослюдково-мартитовыми рудами (коэф. крепости  $f=1-2$ ) и мартит-гидрогематитовым рудам рудами (коэф. крепости  $f=2-4$ ), по правому борту вприсечку к ОЗ № 4-1-17, по левому борту вприсечку к ОЗ № 4-1-19. Длина незаложенной части выработки на момент визуального наблюдения составила около 150 м.

Выработка находится в устойчивом состоянии (таблица 2.7). В боках и кровле выработки на отдельных участках отсутствует деревянная забутовка и затяжка в виде просечного листа (рисунок 2.22).

а)



б)



Рисунок 2.22 – Состояние очистной заходки № 4-1-18. Отсутствие на отдельных участках выработки затяжки и забутовки

По результатам обследования можно сделать следующие выводы и заключения:

- для очистных выработок гор. -374 м и -378 м наиболее опасными, с точки зрения вывалов горной массы, являются участки заездов на очистные заходки слоев и наличие геологических нарушений по трассе выработок, в первом случае вывалы объясняются контактом вмещающих руд различной прочности (в основном, кварцитов и руд ЖСМ с  $f < 1$ ), во втором - перемятостью, сложным

Таблица 2.7 – Анкета визуальных наблюдений за состоянием ОЗ № 4-1-18

**Горизонт – 374 м. Выработка – Очистная заходка № 4-1-18. 4 блок 1 слой. Длина выработки – 150 м, участок – МТ2205+30м. Пикеты.**

NN	Характеристики объекта наблюдений	Описание объекта							Примечание Эскизы
		Железнослюдково-мартитовая			Гидрогематитовая				
1.	Руда	<b>рыхлая</b>	ср. плотности	плотная	<b>рыхлая</b>	карбонатизированная			 <p><math>S \approx 16,5 \text{ м}^2</math>  <math>H = 3,8 \text{ м};</math>  <math>B = 4,3 \text{ м}</math></p>
2.	Крепь, тип СВП, шаг рам, площадь сечения в свету, м <sup>2</sup>	<b>СВП-22, ш/р – 1 м, S = 16,5 м<sup>2</sup></b>							
3.	Ширина целика: до проходки - после проходки								
4.	Тип затяжки	Решётка метал.	<b>Просечной лист</b>	Дерево (свод, иногда бока)	По всему периметру	Только в кровле	Окна в кровле	<b>Окна в боках</b>	
5.	Забутовка закрепного пространства	В боках			В кровле				
		<b>плотная</b>	неплотная	отсутствует	<b>плотная</b>	неплотная	отсутствует		
6.	Деформации крепи	<b>Без деформаций</b>	Изгибы спецпрофиля	Обрывы хомутов	Выдавливание затяжки	Затяжка в боках сползает			
7.	Вмещающий массив	Контур устойчив	<b>Отслоения с боков</b>	<b>Отслоения в кровле</b>	Пустоты за крепью в кровле		Контур частично обнажён		
8.	Разделительный целик	<b>Без нарушений</b>	Обрушен	Частично обрушен					
9.	Закладка смежной выработки	Недозаклад в кровле ..... м	Пустоты над крепью в кровле, м				Ширина объединенного свода ..... м		
			Нет	До 0,1	0,1-0,3	0,3,- 0,5			
10.	Неподкреплённый свод	Плотное забучивание	Пролёт неподкрепленного свода, м				Частичное обрушение		
			До 5	5 – 8	8 – 10	Более 10			
11.	Переборы за проектный контур, м	В боках			В кровле				



переслаиванием, повышенной влажностью слабых руд. Результатом являются образование куполов высотой от 0,5 м и более.

- для подготовительных выработок основными дефектами крепи являются повышенная коррозия несущих элементов крепи в выработках, отмечены незначительные деформации и разрушение затяжки крепи КМП, выдавливание стоек рам податливой крепи внутрь выработки, не влияющие на нормальную работу крепи и обеспечение устойчивости выработок. Однако часть выработок требует проведение ремонтных работ по перекреплению или возведению новой крепи.

- на подготовительных выработках гор. -370 м в связи с расширением фронта очистных работ на 1, 2 и 3 слоях, а также продолжительным временем эксплуатации подготовительных выработок произошло значительное увеличение давления на крепь, выражающееся в значительных деформациях, потери устойчивости и разрушении элементов крепи.

#### **2.4 Результаты натурных наблюдений сдвижения и деформацией покрывающей рудной толщи по данным станций глубинных реперов**

На Яковлевском руднике с 17.08.2007 г. проводятся систематические наблюдения за сдвигами и деформациями покрывающей рудной толщи. Схема с расположением глубинных и опорных реперов на гор. -370 м представлена на рисунке 2.23.

Начальный этап наблюдений включал закладку девяти реперов, разделенные на четыре наблюдательных станции. Следующий этап включал закладку еще двадцати реперов и оценивались смещения рудного предохранительного целика и искусственной потолочины на различных флангах месторождения. При этом из первой партии реперов функционировали только три (№1, №2, №3).

За семь лет наблюдений суммарные осадки реперов №№1-3, установленных на начальном этапе, составили **-1,1 м** (рисунок 2.25).

Наибольшие осадки потолочины зафиксированы по результатам 6 летних наблюдений за реперами №№23-26 в панельном орте №4. Они составили **-1,14 м** (рисунок 2.26).

На рисунках 2.24 и 2.27 показаны осадки по третьей группе реперов №№13-18. Смещения в технологическом штреке составили **-1,05 м** (период наблюдений составил 6 лет).

По данным графиков (рисунки 2.25 – 2.27) видна цикличность изменения скоростей оседания и увеличение суммарной осадки потолочины во времени:

- репера №1-3 за весь период исследования (86 месяцев) смещались со средней скоростью **7,5 мм/мес**. Максимальная скорость оседания в финальный период наблюдений составила **25 мм/мес** (Rp 3);

- максимальная скорость смещений реперов №23-26 составила **36,5 мм/мес**. Средняя скорость смещений группы реперов за весь период составила (59 месяцев) **15,9 мм/мес**. На финальном этапе наблюдений скорость оседания составила **19,3 мм/мес**;

- для реперов №16-18 максимальная скорость оседания изменяет в интервале от 20 до 40 мм/мес. Средняя скорость смещения группы реперов за весь период составила **10,1 мм/мес** (70 месяцев). В финальный период наблюдений скорость смещений для Rp 15 возросла до **21 мм/мес**;

Такое влияние на скорость смещения предохранительно потолочины оказывает цикличность очистной выемки и работ по закладке выработанного пространства. При этом рост скоростей оседаний привязан к очистным работам и увеличению пролетов выработанного пространства, в том числе значительной величиной недозаклада выработок защитного перекрытия. В периоды проведения закладочных работ развитие смещений во времени замедляется. Следует также отметить, что максимальные скорости смещений для большинства реперов отмечаются в заключительный период наблюдений.

На погоризонтные планы (рисунки 2.28 – 2.34) вынесены изолинии смещений предохранительного целика на различных стадиях отработки в 2008 - 2014 годах.

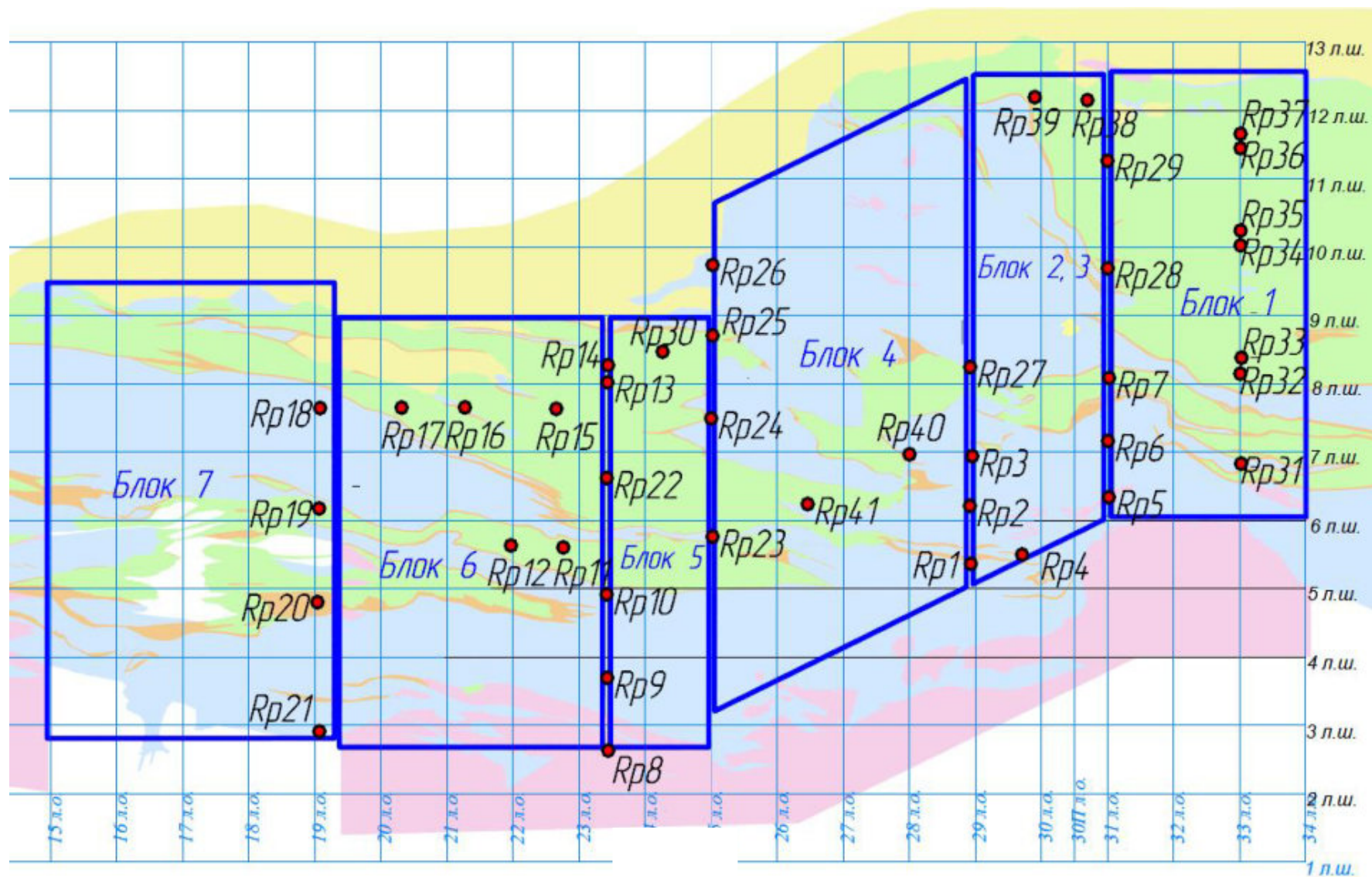


Рисунок 2.23 – План горизонта -370 м с указанием мест заложения реперов (№№1-40)

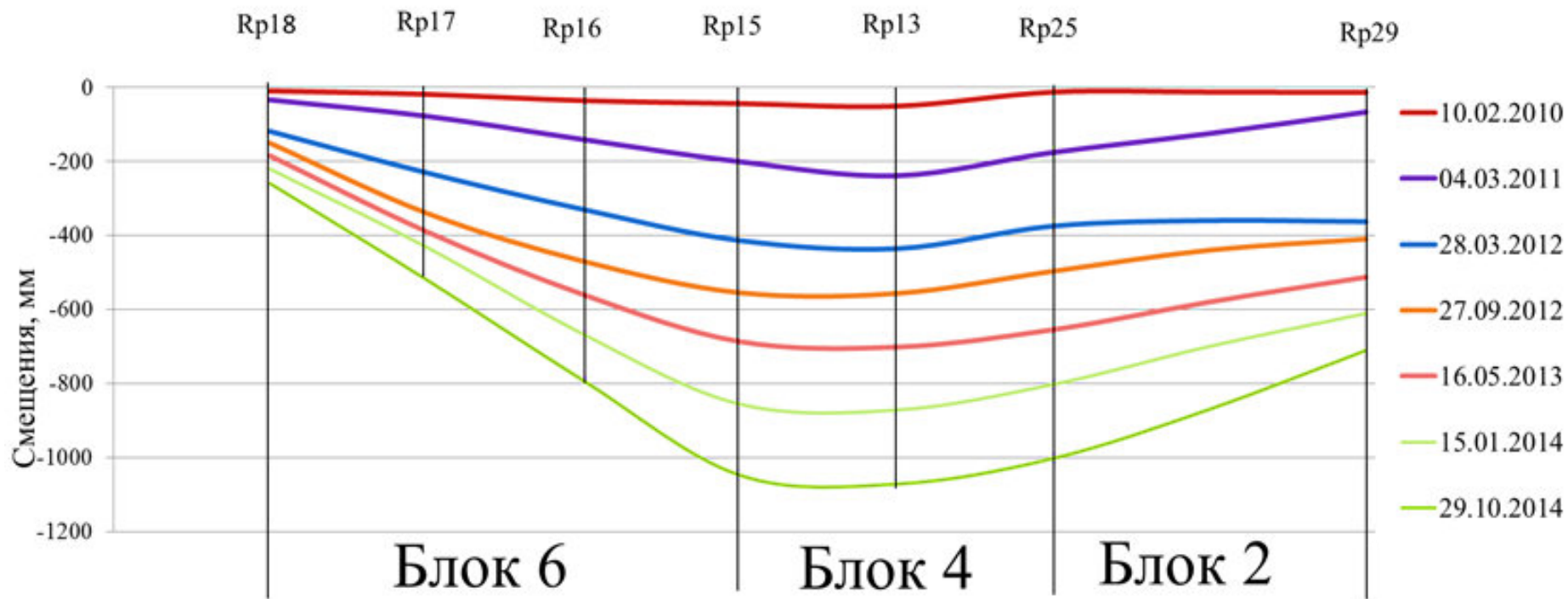


Рисунок 2.24 - Смещения глубинных реперов в разрезе технологического штрека № 3 (гор. -370 м)

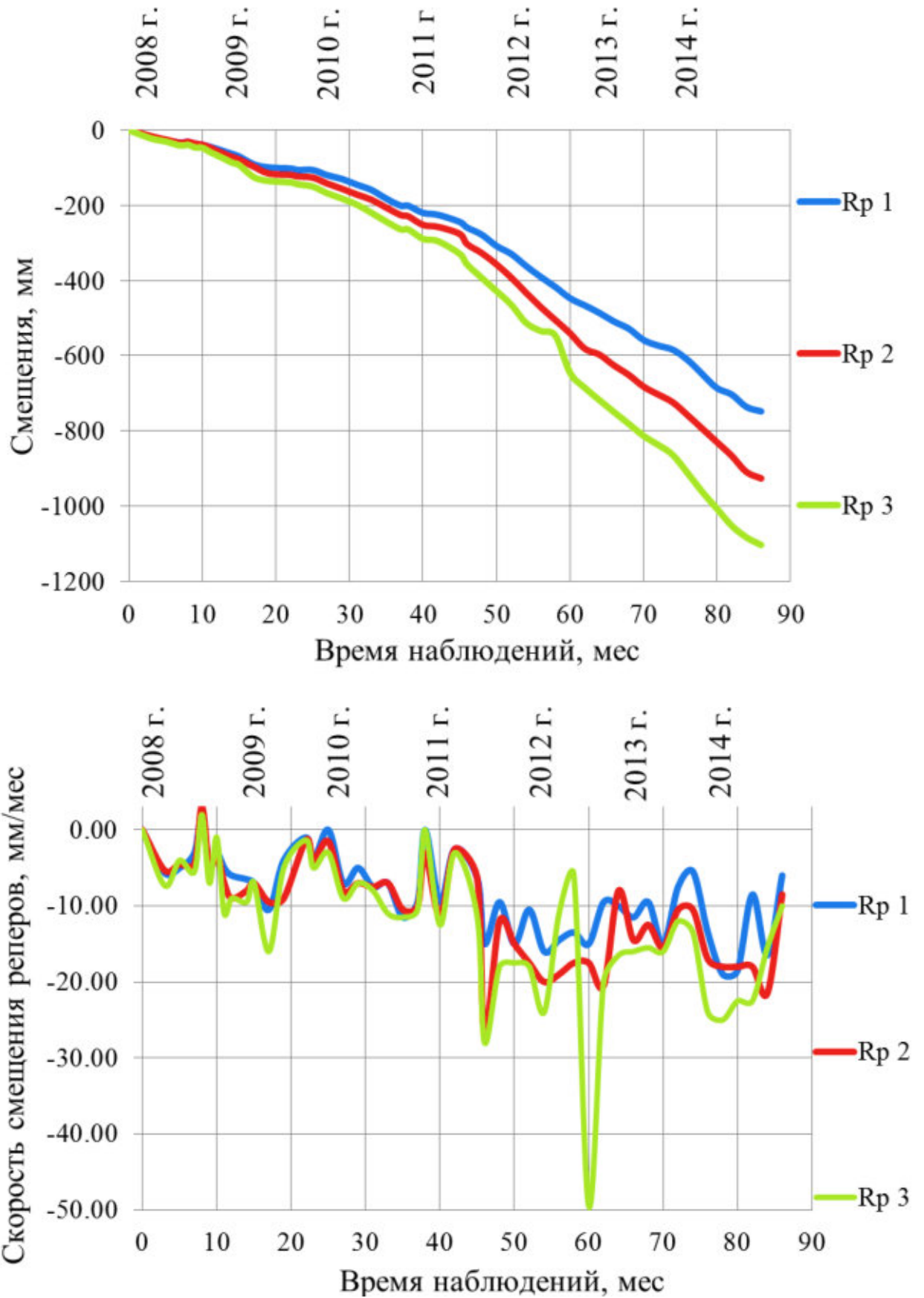


Рисунок 2.25 – Скорости и величины смещений начальной группы реперов №№1-3



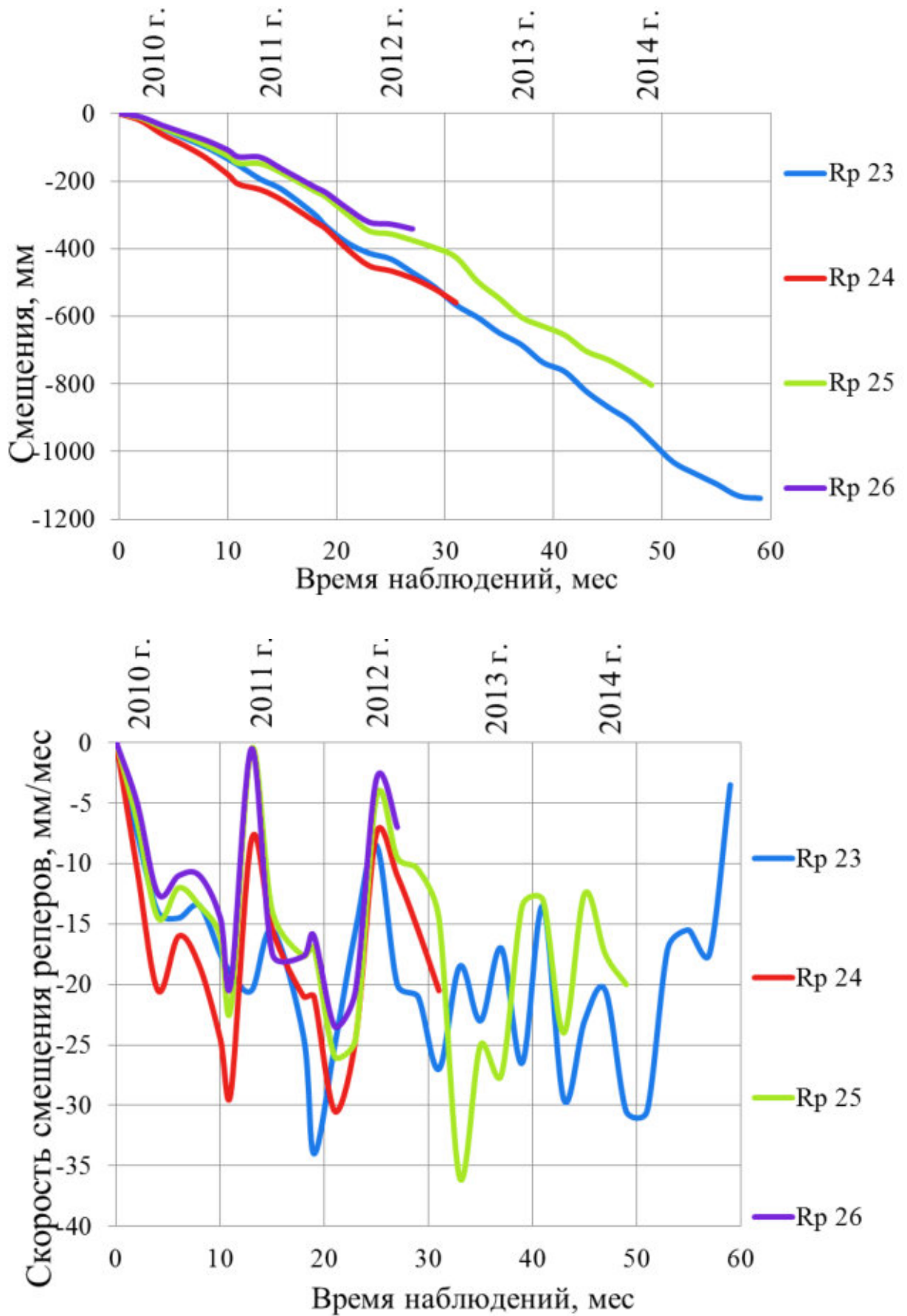


Рисунок 2.26 - Скорости и величины смещений второй группы реперов №№23-26

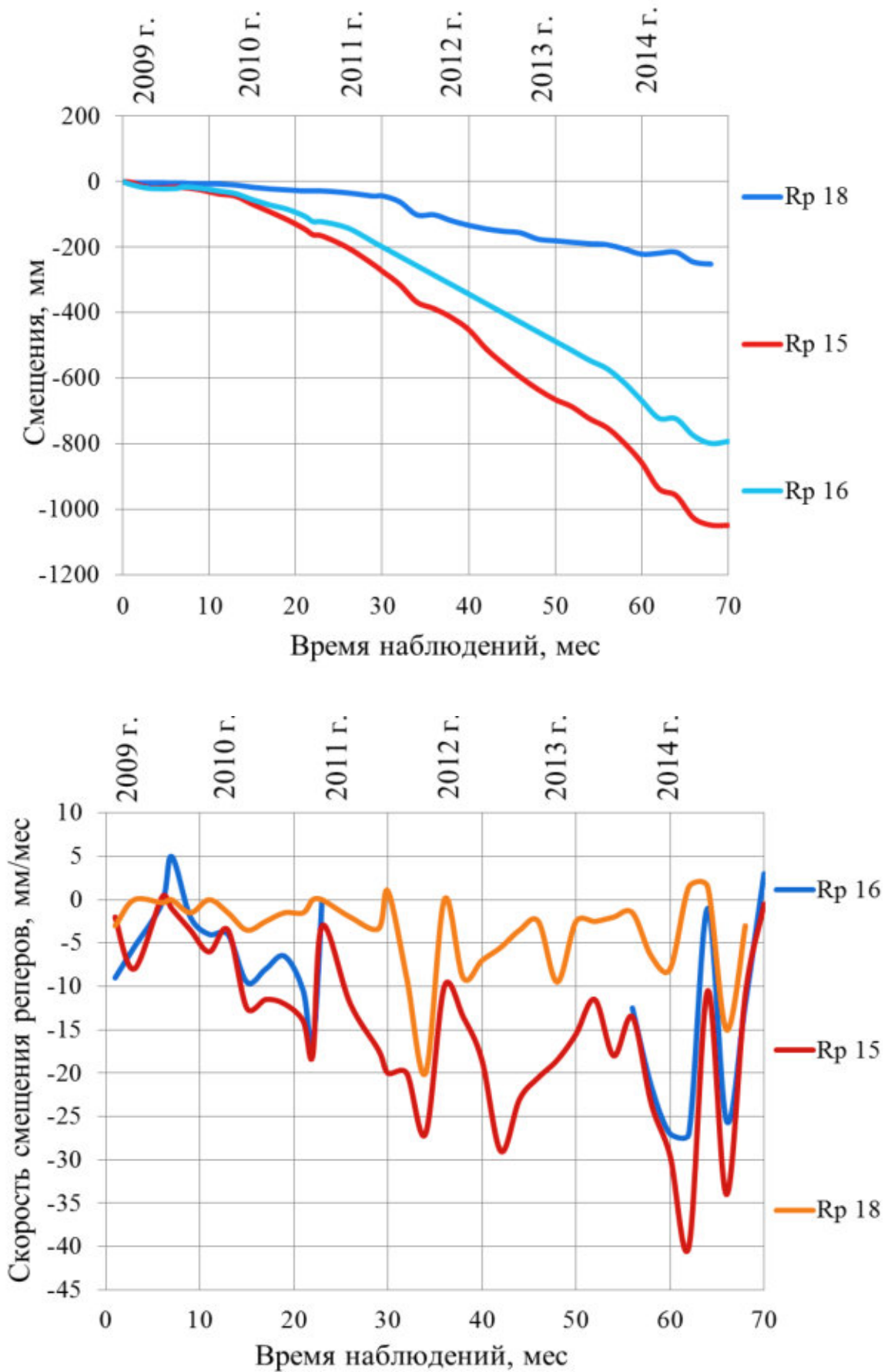


Рисунок 2.27 - Скорости и величины смещений третьей группы реперов №№16-18

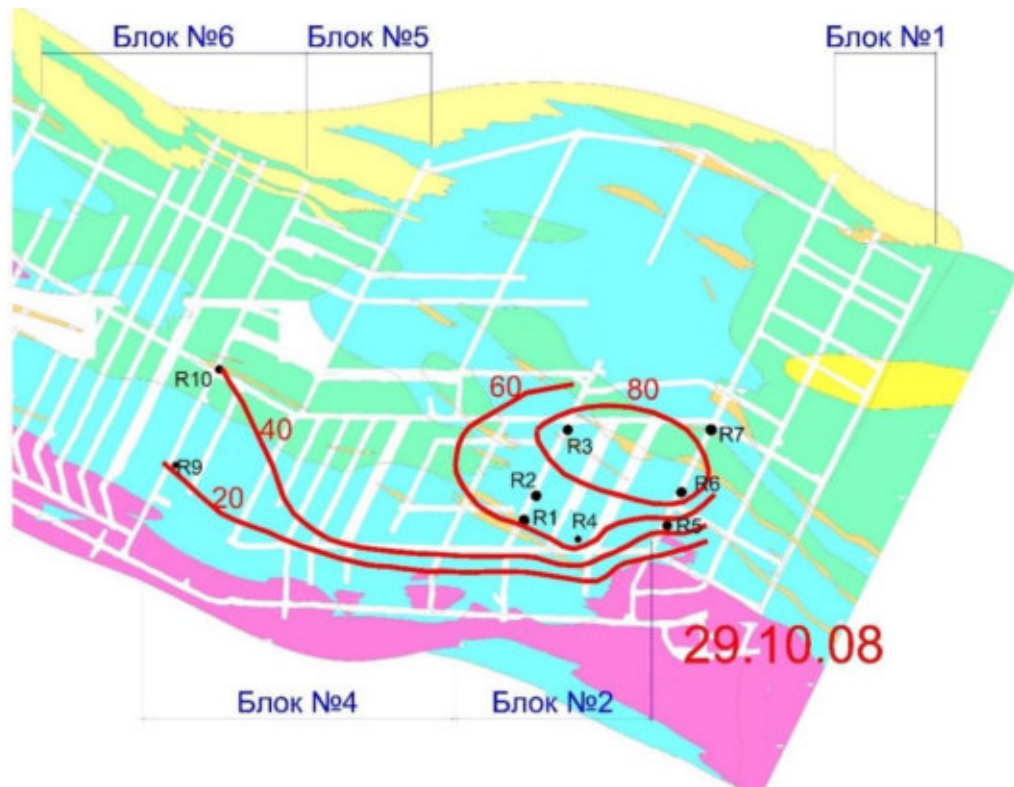


Рисунок 2.28 – Стратоизогипсы осадки рудной потолочины (мм) по результатам наблюдений за реперами №№1-10 на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Первый год наблюдений



Рисунок 2.29 - Стратоизогипсы осадки рудной потолочины (мм) по результатам наблюдений за реперами №№1-10 на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Второй год наблюдений



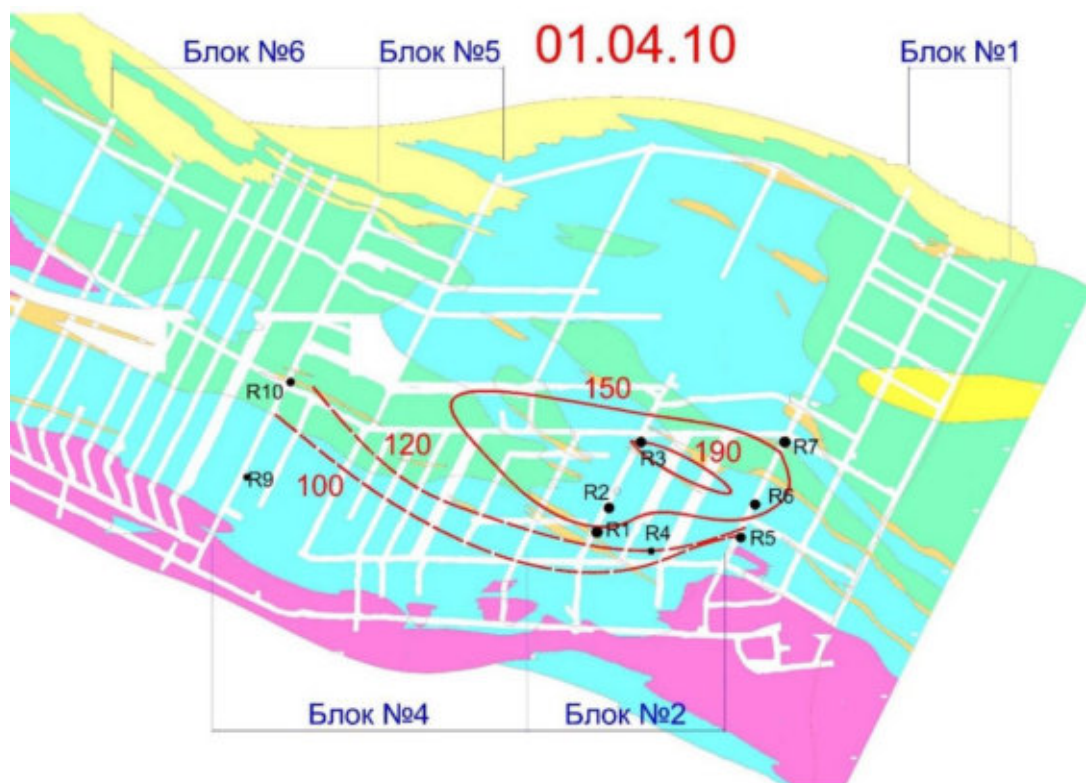


Рисунок 2.30 - Стратоизогиписы осадки рудной потолочины (мм) по результатам наблюдений за реперами №№1-10 на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Третий год наблюдений



Рисунок 2.31 - Стратоизогиписы оседаний массива (мм) по всем группам реперов на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Четвертый год наблюдений



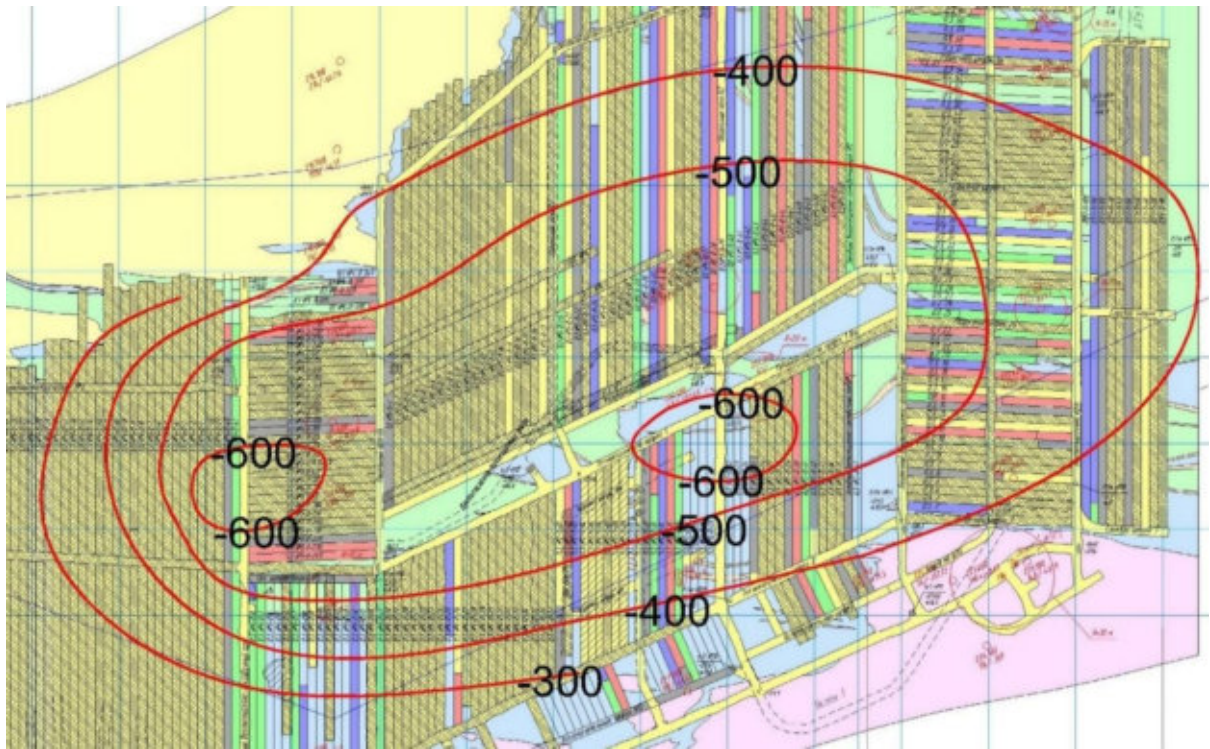


Рисунок 2.32 - Стратоизогипсы оседаний массива (мм) по всем группам реперов на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Пятый год наблюдений

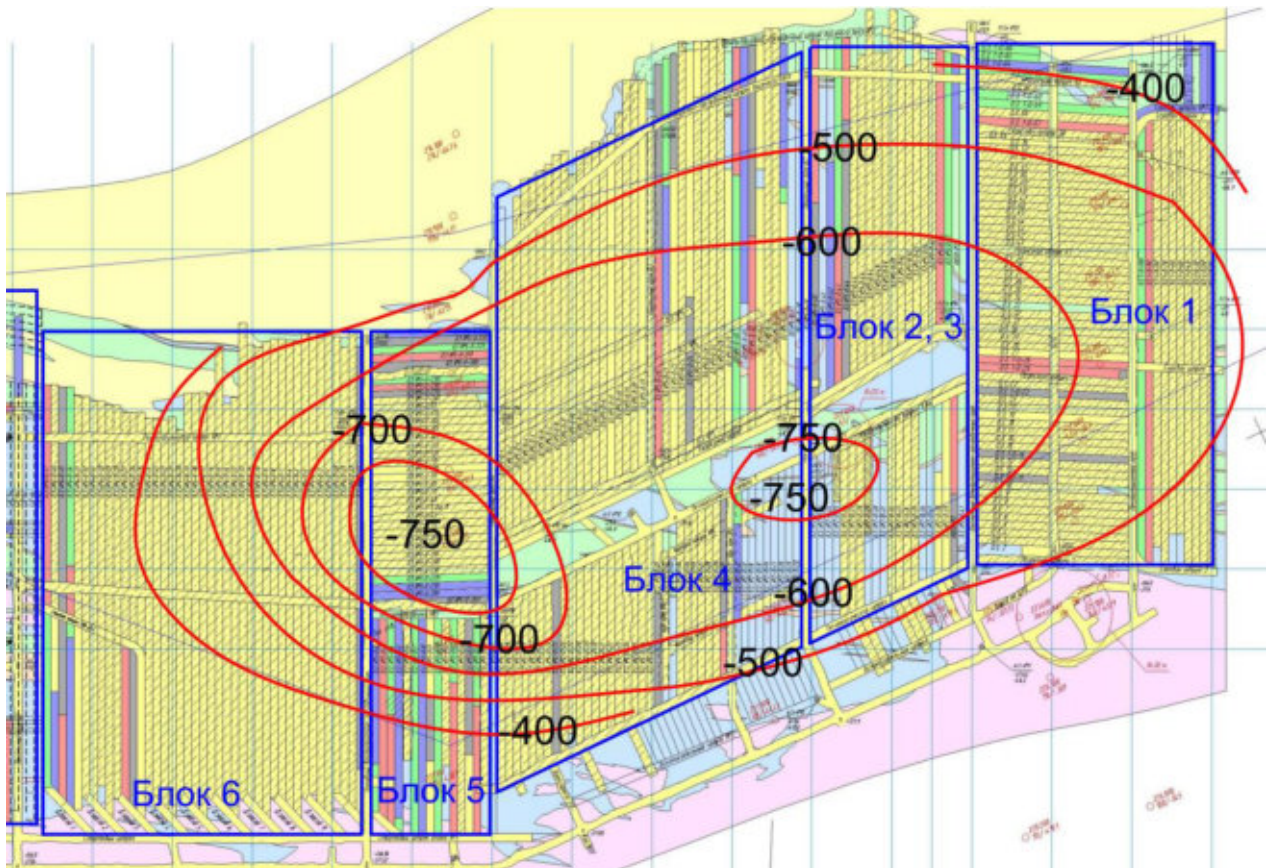


Рисунок 2.33 - Стратоизогипсы оседаний массива (мм) по всем группам реперов на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Шестой год наблюдений

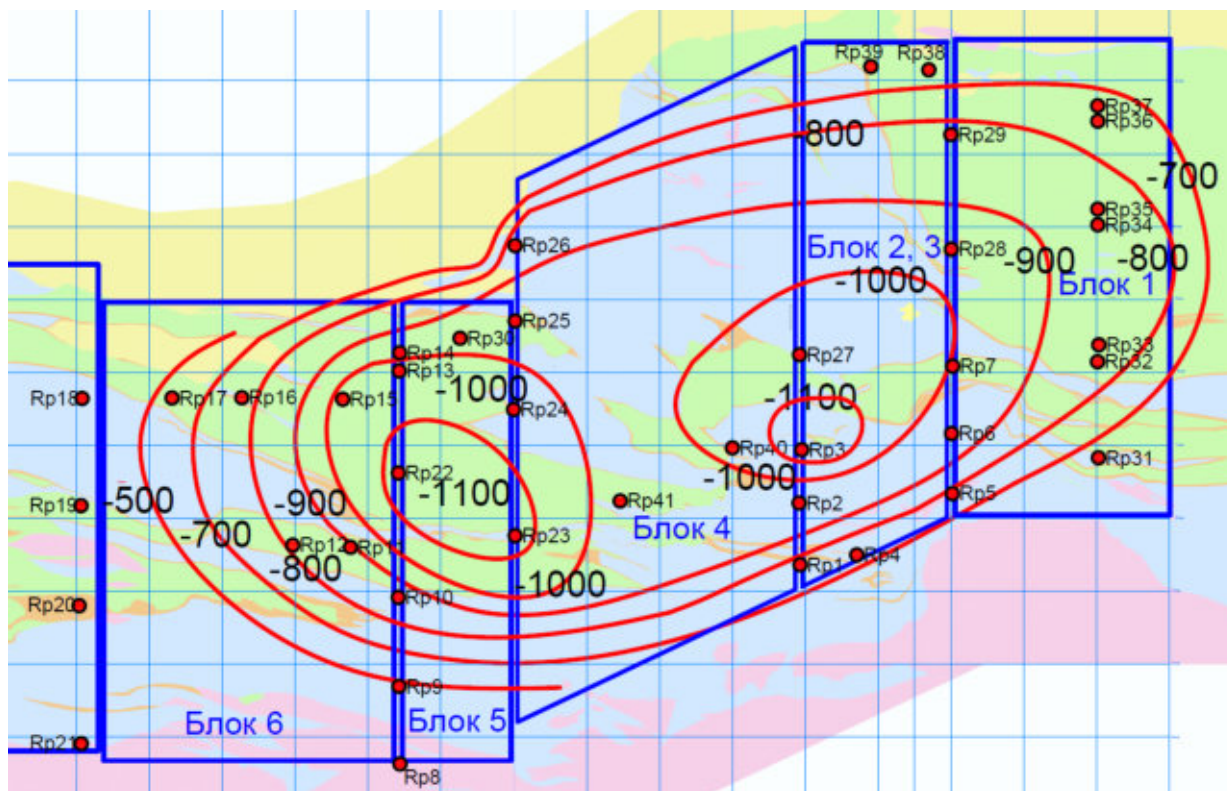


Рисунок 2.34 - Стратоизогипсы оседаний массива (мм) по всем группам реперов на плане горных работ и геологическом разрезе гор. -370 м. Седьмой год наблюдений.

Интенсивность оседания рудной потолочины обуславливается ростом объемов незаложенных пустот, а также концентрацией очистных работ в участках наибольших смещений вышележащих БЖР.

В течение первого двухлетнего периода наблюдений максимальные смещения локализованы рядом с блоками №2 и связаны с активным ведением очистных работ в блоках №2 и №5 (рисунок 2.32). На следующий год в отработку был включен блок №6, что привело к росту скоростей оседания рудной потолочины и перемещению наибольших смещений в его сторону. В 2012 и 2013 годах максимальные смещения переместились в блоки №2 и №5. Анализ характера распределения оседаний массива БЖР в 2014 году показал, что максимальные осадки рудной потолочины достигли значений 1,1 м и локализованы в центральных частях блоков №2, 4, 5 в местах залегания железослюдково-мартитовой рыхлой и мартитовой руды со средней прочностью 3,25 МПа. Следует отметить, что стратоизогипсы смещений имеют согласное с массивами мартитовых и



железнослюдково-мартитовых руд простираение, ограниченное по боках мартит-гидрогематитовыми рудами.

Величины оседаний рудной потолочины БЖР в районе блоков №1 и №6, расположенных в массиве плотных мартит-гидрогематитовой руде ( $\sigma_{сж} = 10$  МПа), не превышают 811 мм и в среднем составляют 600мм.

## 2.5 Выводы по главе 2

1. Натурные исследования смещений предохранительной рудной потолочины массива БЖР показали, что наибольшие линейны размеры и скорости оседаний локализованы на участках интенсивного ведения очистных работ, в следствие значительных размеров обнажений и увеличения объема недозаклада в кровле отработанных ОЗ.

2. Анализ натуральных наблюдений показал, что состояние массива вокруг очистных заходок зависит от способа проходки. Комбайновая технология проходки очистных позволяет повысить качество оконтуривания по сравнению с буровзрывной технологией. Поперечное сечение выработок увеличено в сравнении с проектным на 16,5% и 43,2% соответственно. При комбайновом способе проходки основной объем отслоений наблюдается в боках выработок. Основные места отслоений при БВР методе отмечаются в сводовой части выработки.

3. Величины и скорости оседаний рудной потолочины зависят прочностных свойств отрабатываемого массива. Результаты натуральных исследований показала, что в массиве рыхлых мартитовых и железнослюдково-мартитовых рудах величина оседаний достигала максимальных значений (-1,1м) и в полтора-два раза превышала оседания, зарегистрированные в массивах плотных и средней плотности руд.

4. Натурные исследования показали, что разрушение массива при проходке горных выработок в рыхлых рудах происходит в виде вывалообразования по поверхностям сдвига со стороны боков и кровли выработки, параметры которых зависят от физико-механических свойств руды.

5. Потеря устойчивости приконтурного массива очистных выработок не позволяет обеспечить требуемый уровень безопасности и осложняет производство подготовительных и очистных работ. Кроме того, за счет закладки пустот, образованных в результате вывалов горной массы, отработка смежных камер будет сопровождаться увеличением разубоживания.

## **ГЛАВА 3 МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ РУДНОГО МАССИВА С ОЧИСТНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ ПОЛИГОНАЛЬНОЙ ФОРМЫ**

### **3.1 Выбор и обоснование модели расчета НДС рудного массива с различными геометрическими параметрами выработок полигональной формы**

Изменение системы разработки железных руд в условиях Яковлевского месторождения неустойчивых железных руд является сложной геомеханической задачей, для решения которой необходимо изучить напряженно-деформированное состояние и устойчивость различных элементов системы разработки (рудные и искусственные целики и т.д.), для обеспечения безопасности и эффективности ведения горных работ.

Исследование напряженно-деформированного должно учитывать естественное напряженное состояние рудного массива, влияние глубины ведения горных работ на изменения полей вертикальных и горизонтальных напряжений, прочностные и деформационные свойства вмещающих закладки руд и пород, последовательность ведения горных работ и т.д [59, 88, 98]. Для решения задач диссертационной работы применено компьютерное моделирование с использованием метода конечных элементов (МКЭ), реализованном в программном комплексе Simulia Abaqus [21]. Основой МКЭ является решение дифференциальных уравнений с частными производными. Для решения каждой конкретной задачи модель можно идеализировать, сохранив при этом сходимость с реальным объектом. Метод также позволяет изменять физико-механические свойства среды учитывать различные стадии ведения горных работ [22, 24, 50, 34, 95].

При моделировании рассматривались два варианта перехода с системы отработки горизонтальными слоями с закладкой к разработке БЖР полигональными очистными выработками с различными геометрическими параметрами (рисунки 3.1, 3.2).

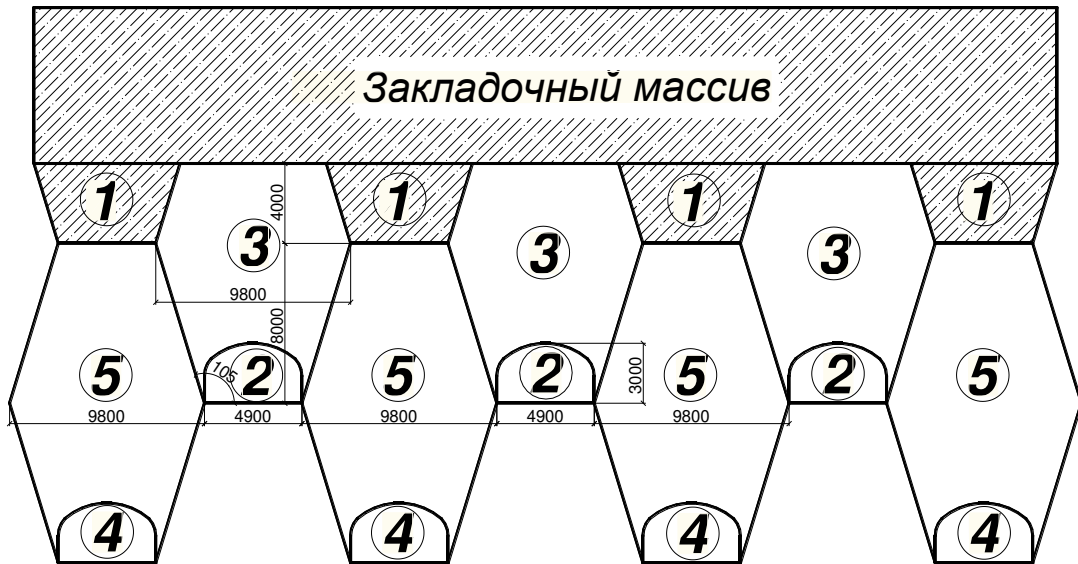


Рисунок 3.1 – Схема отработки запасов очистными выработками полигональной формы при переходе со слоевой системы разработки, высота выработки 16 м. 1-5 - этапы ведения горных работ

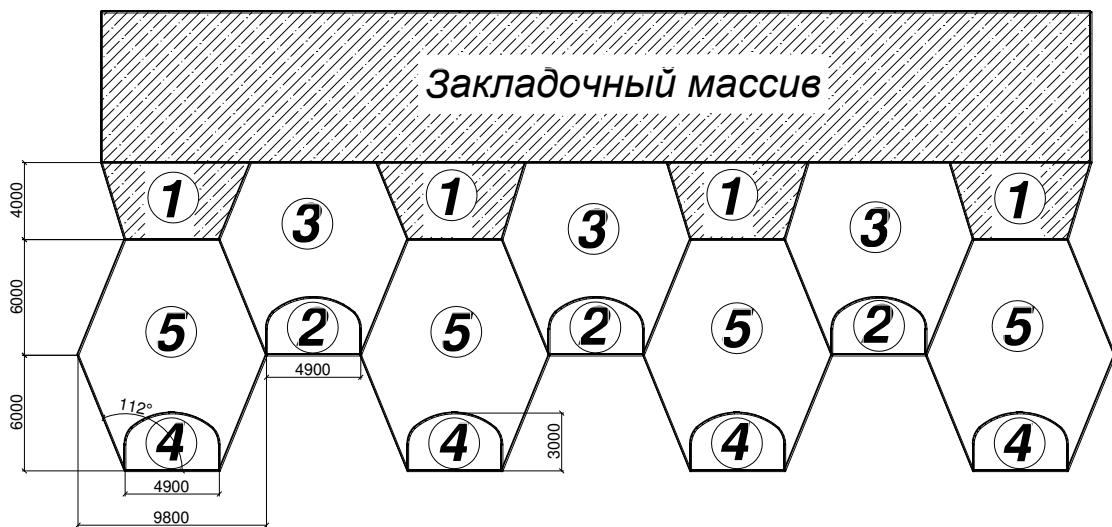


Рисунок 3.2 – Схема отработки запасов очистными выработками полигональной формы при переходе со слоевой системы разработки, высота выработки 12 м. 1-5 - этапы ведения горных работ

Численное моделирование очистной добычи и возведения закладочного массива выполнено в постановке плоской деформации. Рассматривался участок горного массива, вмещающий очистные выработки, предохранительную рудную и искусственную потолочину. Для минимизации влияния граничных условий на распределение напряжений и деформаций в массиве рассматриваемый участок

имел линейный размер по горизонтали 750 м, а по вертикали 250 м (рисунок 3.3) [86]. Верхний участок модели мощностью 65 м является предохранительным рудным целиком, а расположенный под ним участок, мощностью 12,5 м представляет предохранительную рудную потолочину, сформированную по результатам отработки запасов классической слоевой системой разработки. Переход на систему разработки полигональными выработками с шахматным расположением предполагается осуществить с третьего очистного слоя [30].

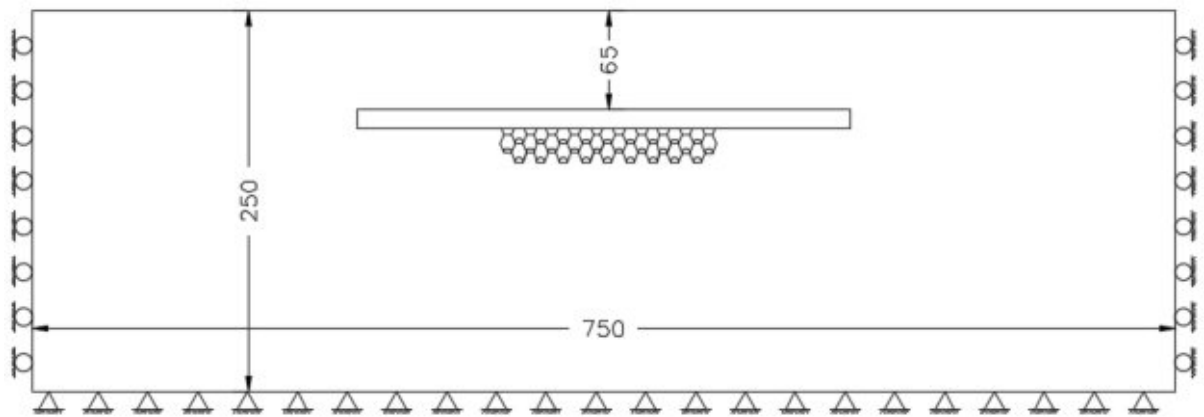


Рисунок 3.3 – Расчетная схема

Вертикальные грани модели были закреплены от перемещения по нормали (оси X), а нижней границе запрещались перемещения во всех направлениях (по оси X и Y), а верхняя граница модели не закреплялась (свободные перемещения по оси X и Y). На первом этапе моделирования, до начала проходческих работ, в массиве действуют квазистатические силы, формирующие поля естественных напряжений. Начальные напряжения учитывались в модели как приложенные к граням модели равно распределённая нагрузка, вертикальная компонента составила  $\sigma_y = 7$  МПа на грани модели, а горизонтальная компонента  $\sigma_x = 4$  МПа [57, 89].

По результатам моделирования выявлены зависимости, описывающие изменения полей вертикальных и горизонтальных напряжений на контурах подготовительных выработок с увеличением глубины ведения очистных работ и рота мощности искусственной потолочины (рисунок 3.4). Максимальный коэффициент концентрации действующих напряжений получен на удалении в один-два метра от контура обнажения. Действующие напряжения на контуре



подготовительных выработок второго слоя более чем в 2,5 раза превысили значения естественного напряженного состояния. Максимальный коэффициент концентрации горизонтальных напряжений отмечен вокруг выработки первого слоя и не превысил 1,39.

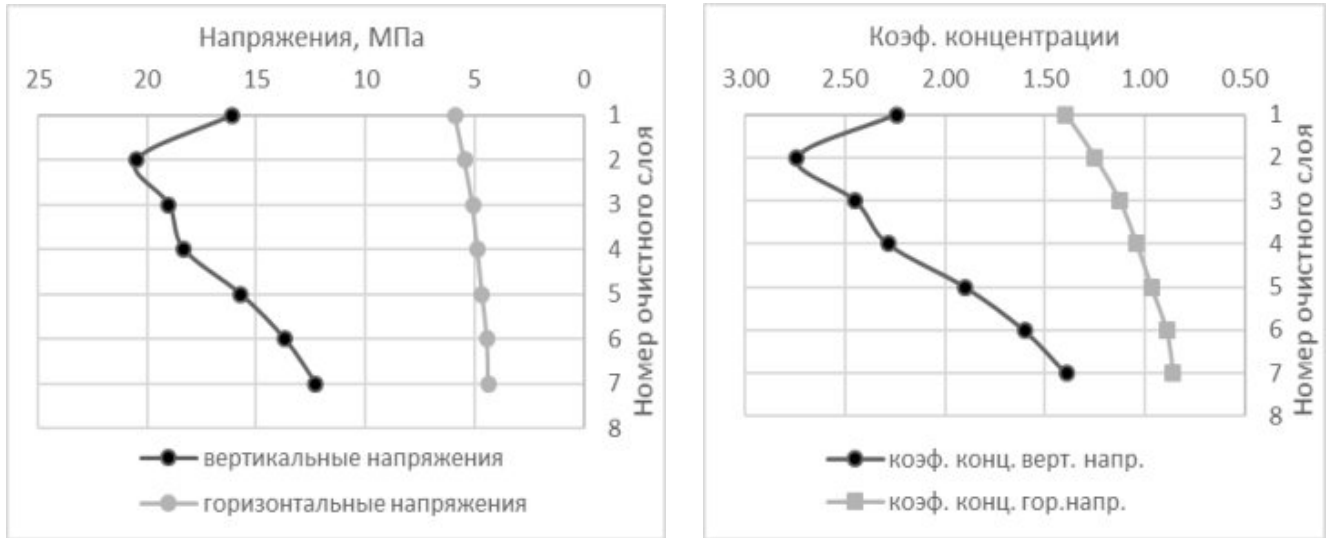


Рисунок 3.4 – График влияние глубины ведения горных работ на изменение полей вертикальных и горизонтальных напряжений и их коэффициента концентрации

Для уменьшения требуемых вычислений, дискретизация модели предусматривала сгущение сетки конечных элементов внутри очистных и подготовительных выработок, с постепенным увеличением размера элемента по мере удаления к границам модели. Наименьший шестиузловой конечный элемент имел размер 0,25 м.

Нелинейное изменение напряженно-деформированного состояния массива богатых железных руд описывается упругопластической моделью, позволяющей получить близкую к натурной оценку НДС [12, 58].

Критерием прочности применяемой упругопластической модели является условие предельного состояния Кулона-Мора:

$$\tau_c = C + \sigma_n \operatorname{tg} \rho, \quad (3.1)$$

Основные физико-механические параметры рудного и искусственного (закладочного) массивов приняты по результатам лабораторных и натурных испытаний, проведенных Горным институтом и ВИОГЕМ (таблица 3.1).

На основании результатов лабораторных испытаний, приведенных в главе 1 (таблицы 1.3 и 1.4), определены усредненные показатели физико-механических свойств рудного и закладочного (искусственного) массивов.

Таблица 3.1 – Усредненные показатели основных физико-механических параметров рудного и искусственного (закладочного) массивов

Тип рудного массив	Модуль деформации $E$ , ГПа	Предел прочности на сжатие, МПа	Коэффициент Пуассона	Удельный вес $\rho$ , МН/м <sup>3</sup>	Сцепление $C$ , МПа	Угол внутреннего трения $\varphi$ , град
<b>Железнослюдково-мартитовая руда</b>						
Рыхлая	1,3	1,2	0,26	0,034	0,4	28
Средней плотности	1,92	5,1	0,26	0,035	1,4	36
Плотная	2,23	16,7	0,24	0,036	4,3	38
<b>Гидрогематит-мартитовая руда</b>						
Средней плотности	1,92	6,9	0,25	0,033	1,8	35
Плотная	2,42	19,4	0,24	0,035	5,8	38
<b>Закладочный материал</b>						
Литая закладка	6,0	8,3	0,26	0,019	2,84	28

*Целью моделирования* являлось исследование НДС рудного, породного и закладочного массивов на этапах проведения подготовительных и очистных выработок, и ведения закладочных работ, выбор безопасной и эффективной схемы перехода на отработку запасов выработками полигональной формы.

*Задачи моделирования:*

– выявление закономерностей распределения НДС вокруг очистных выработок с различными геометрическими параметрами и учетом последовательности отработки выемочных единиц;

– определение зависимостей изменения формы и размеров зоны предельного состояния массива вокруг очистных выработок от прочносто-деформационных свойств руд и параметров закладки.

### 3.2 Расчет напряженно-деформированного состояния рудного массива

Результаты численного моделирования НДС получены для различных типов руд (таблица 3.1), высота очистных выработок задавалась 12 м и 16 м (рисунки 3.1 и 3.2). На рисунках 3.3-3.18 представлены эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений  $\sigma_1$  и конфигурации зон предельного состояния массива вокруг подготовительных и очистных выработок на различных этапах ведения горных работ.

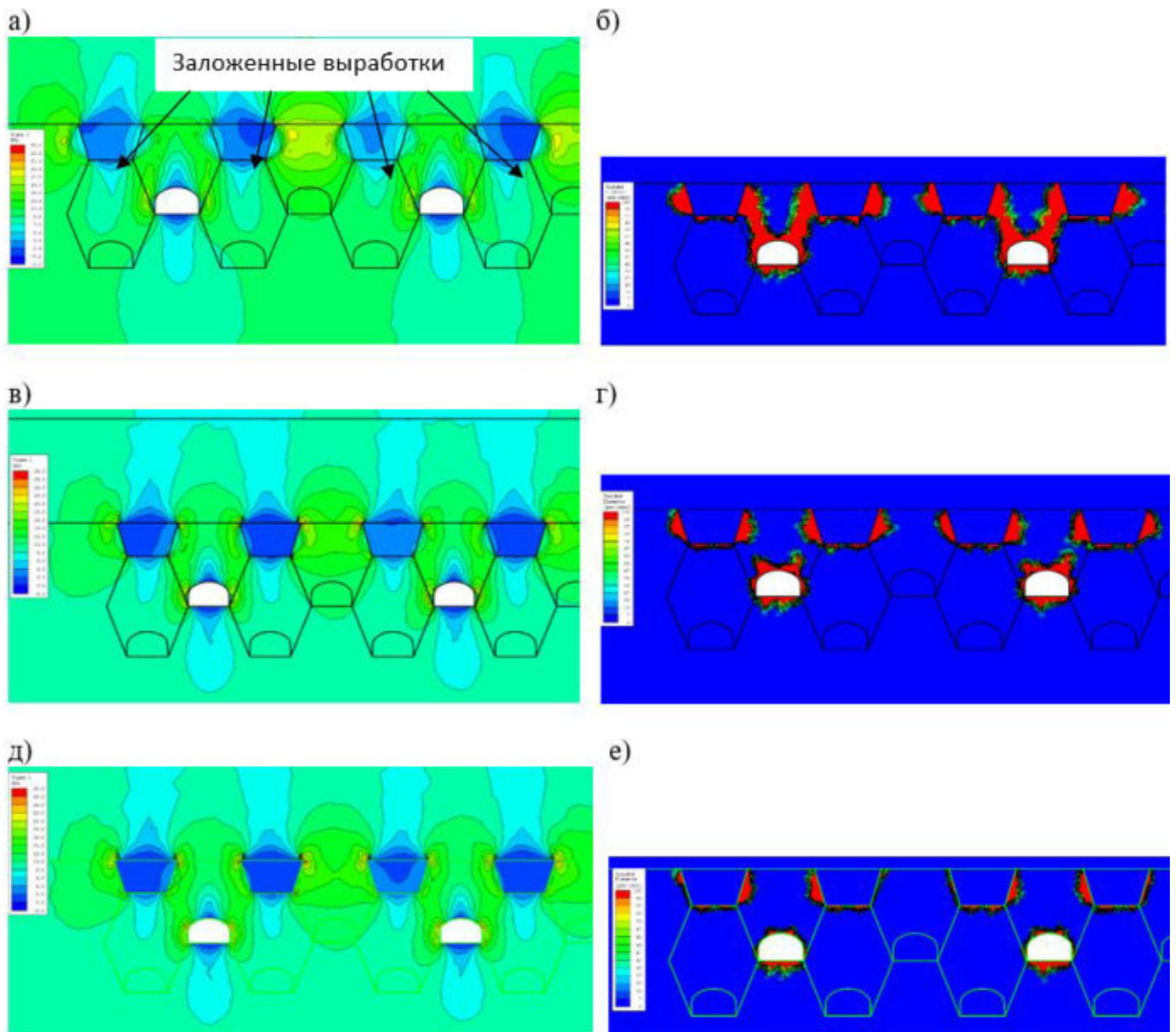


Рисунок 3.3 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен **железнослюдково-мартитовой рудой:**

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

Формирование полигональных выработок 12 и 16 м начинается с проведения в их основании очистной выработки высотой 3 м и шириной 4,9 м. Моделирование проводилось для железнослюdkово-мартитовых руд (рисунок 3.3 и 3.4) и гидрогематит-мартитовых руд (рисунок 3.5 и 3.6), с учетом различий в плотности вмещающего массива [40].

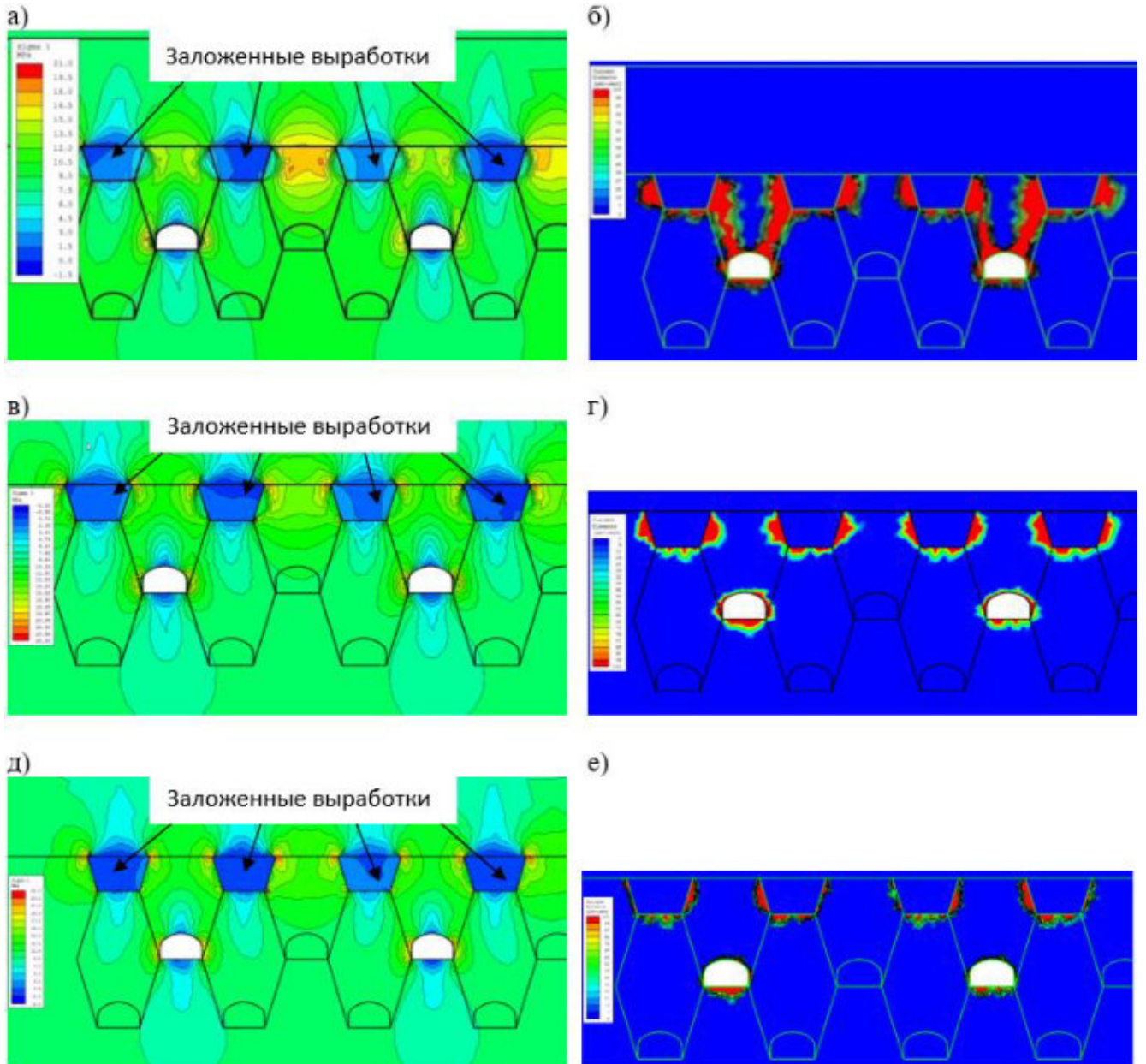


Рисунок 3.4 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен **железнослюdkово-мартитовой рудой**:

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 16 м



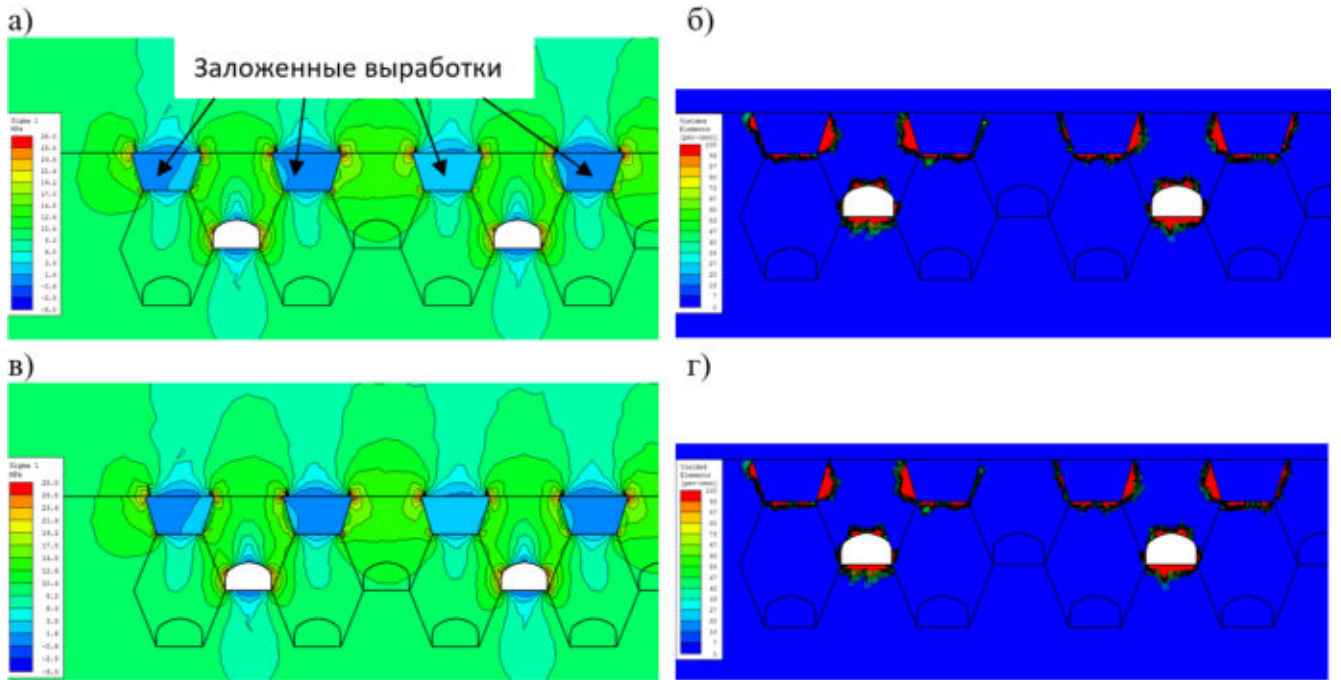


Рисунок 3.5 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой:

а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

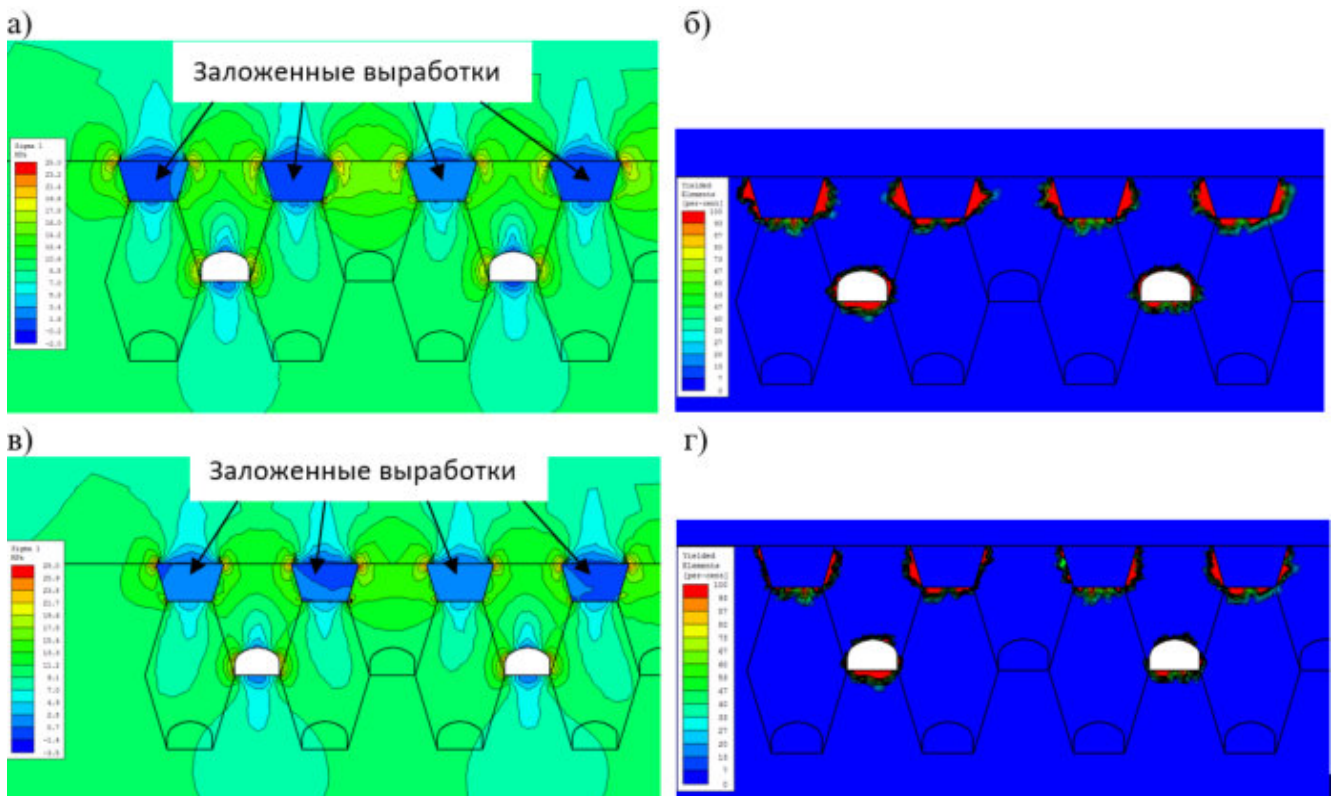


Рисунок 3.6 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 16 м

Далее разрабатывают очистные выработки полигональной формы высотой 12 и 16 м (рисунок 3.2.5-3.2.8). При этом порядок отработки выбирают таким образом, чтобы исключить взаимное влияние очистных работ.

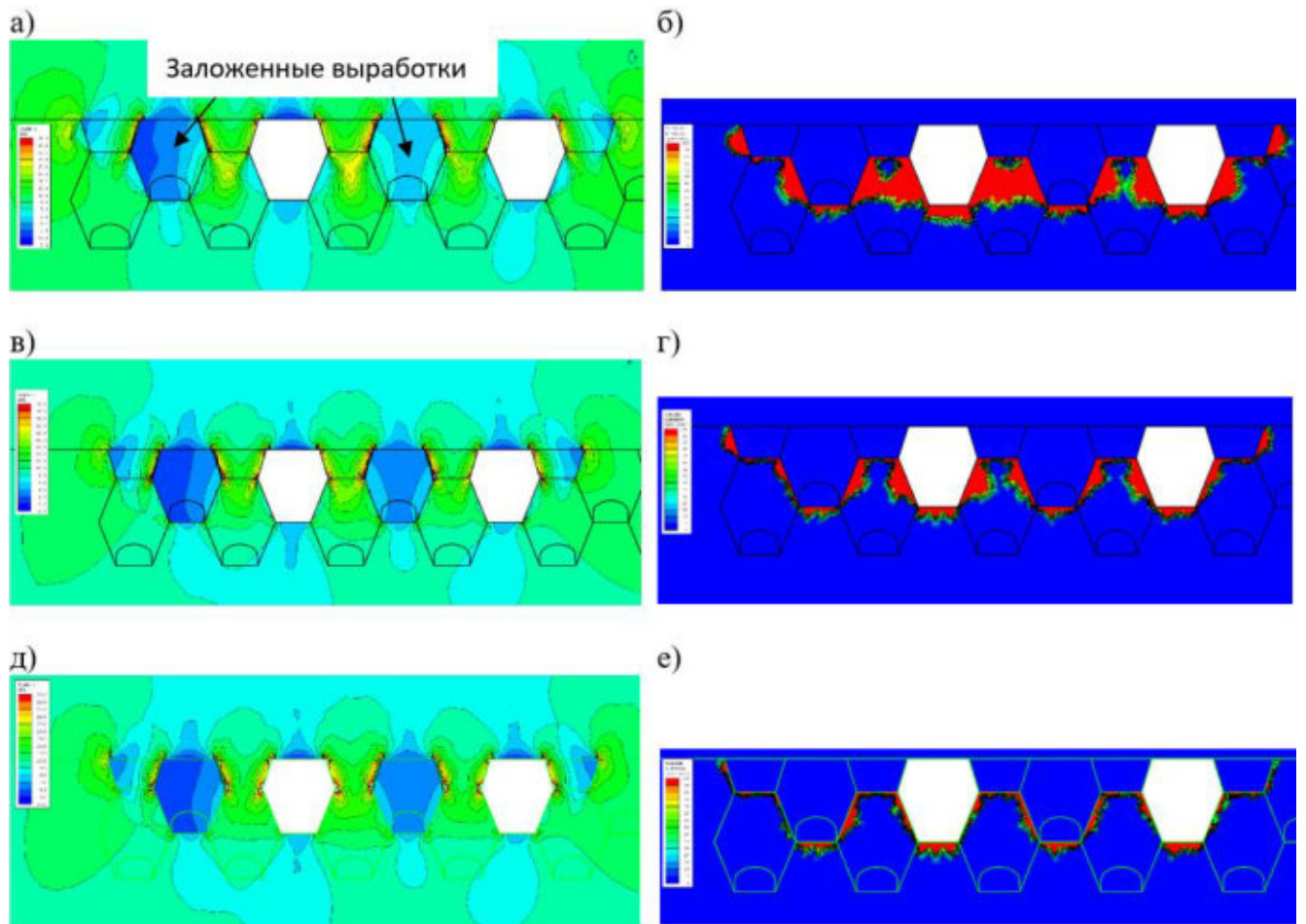


Рисунок 3.7 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен **железнослюdkово-мартитовой рудой:**

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

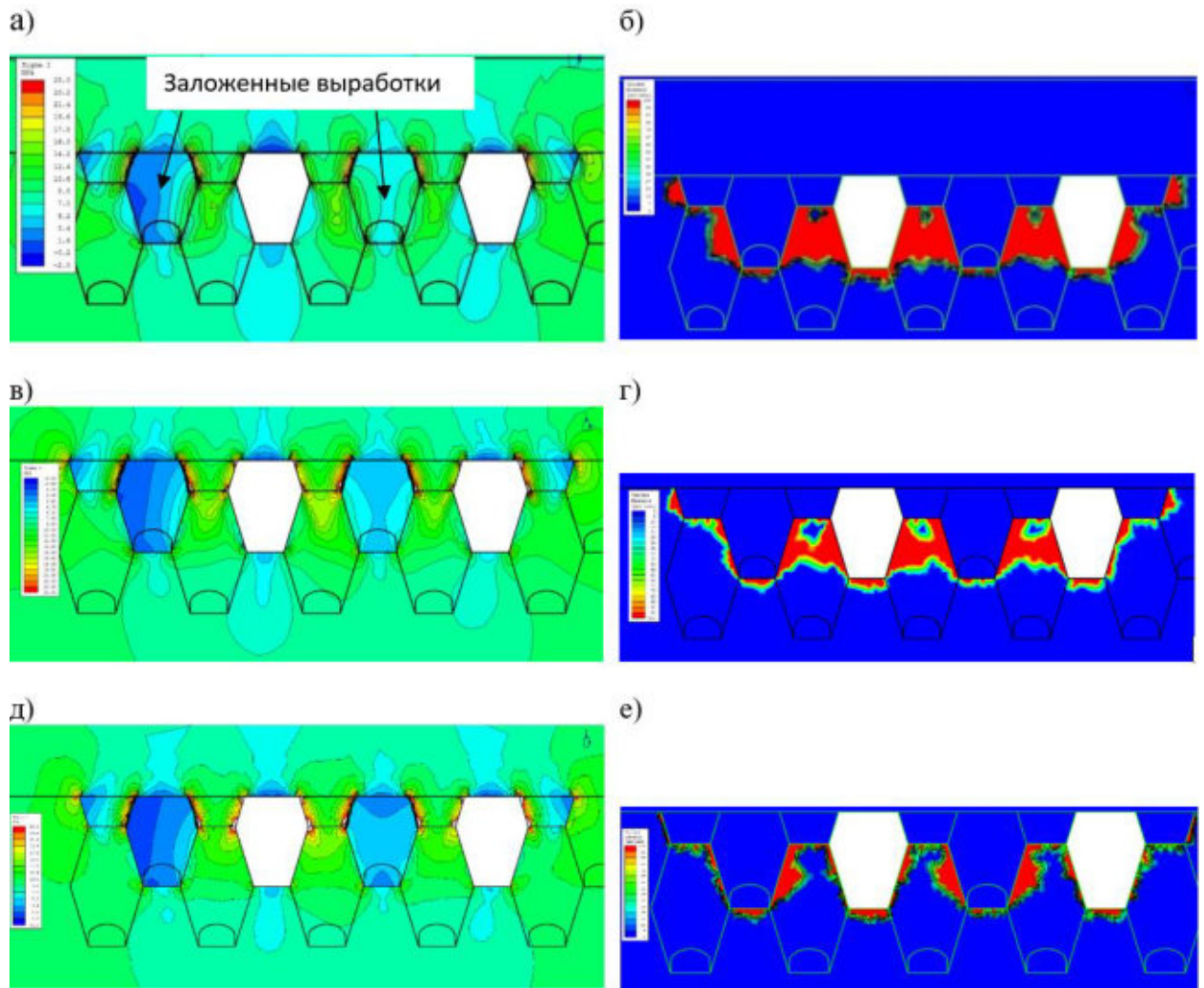


Рисунок 3.8 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен железнослюdkово-мартитовой рудой:

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 16 м



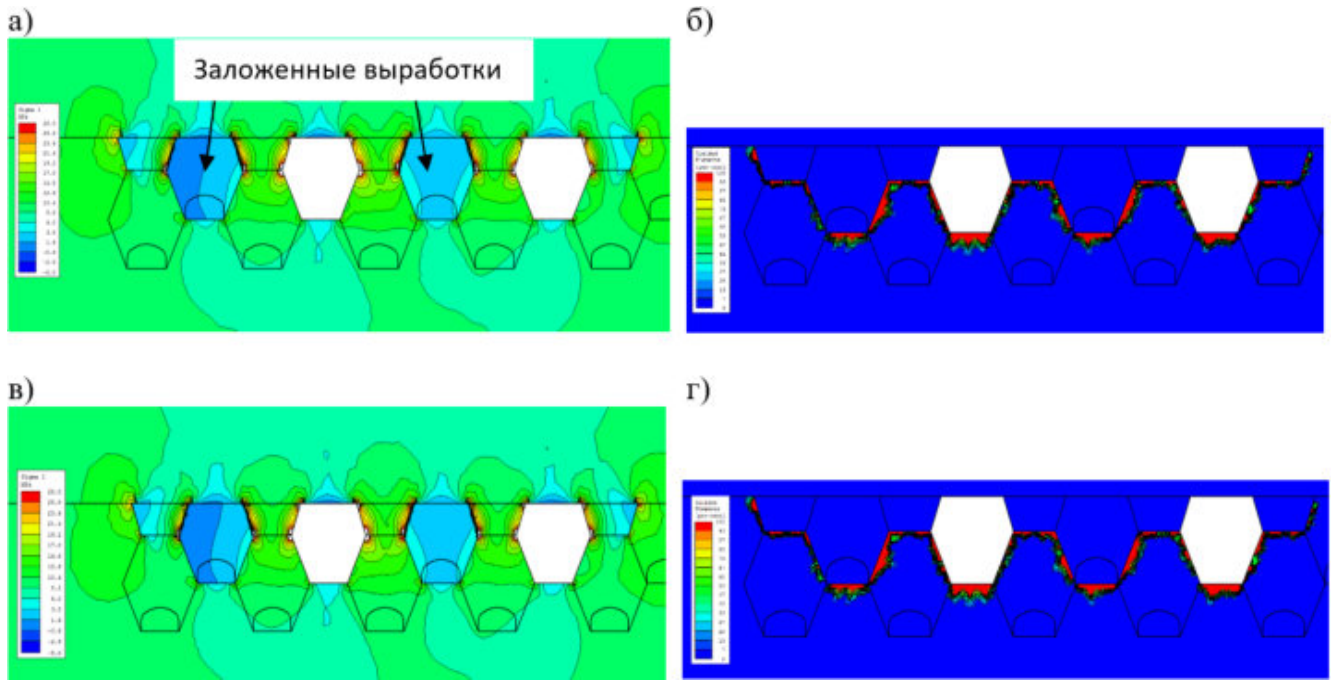


Рисунок 3.9 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

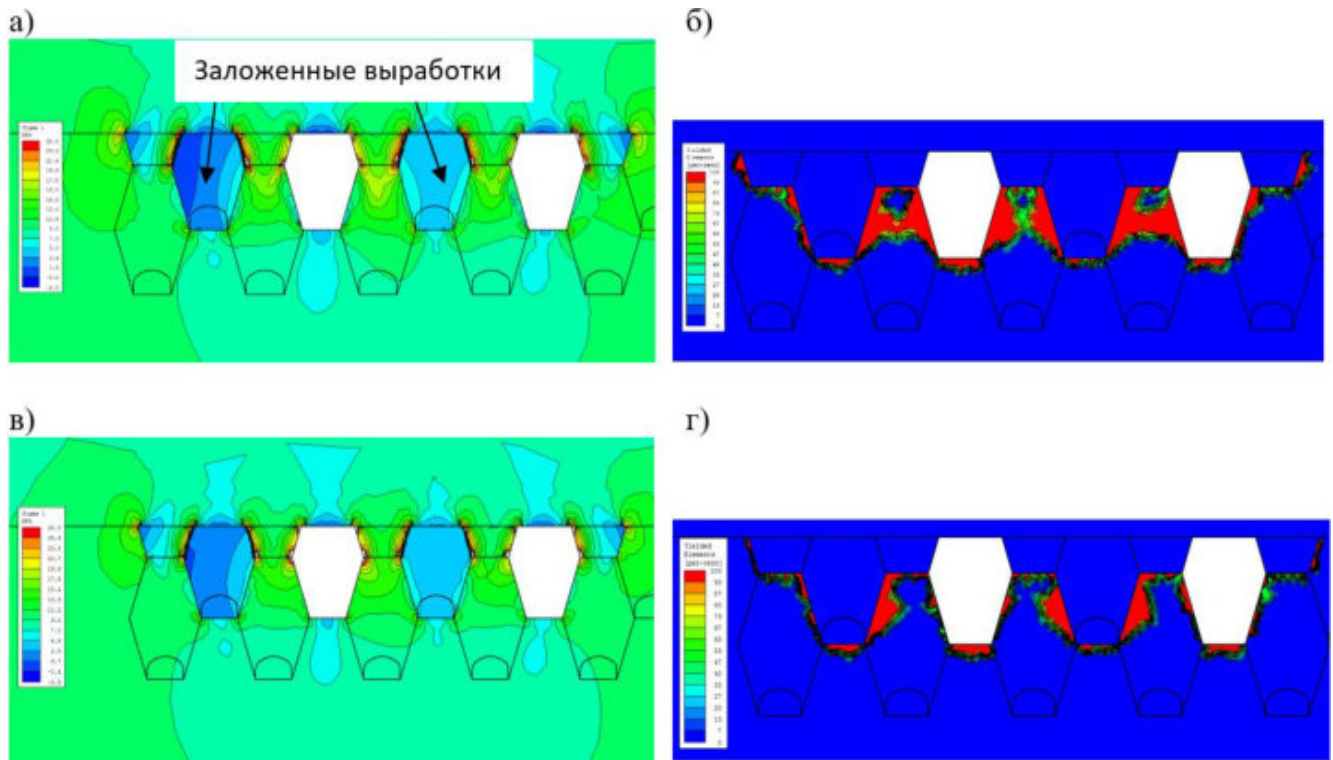


Рисунок 3.10 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 16 м



После полной отработки первого слоя и набора прочности закладочного массива, работы переходят на нижележащий слой. Аналогично первому слою очистные работы начинаю с проведения выработок в основании очистных выработок (рисунок 3.2.9-3.2.12).

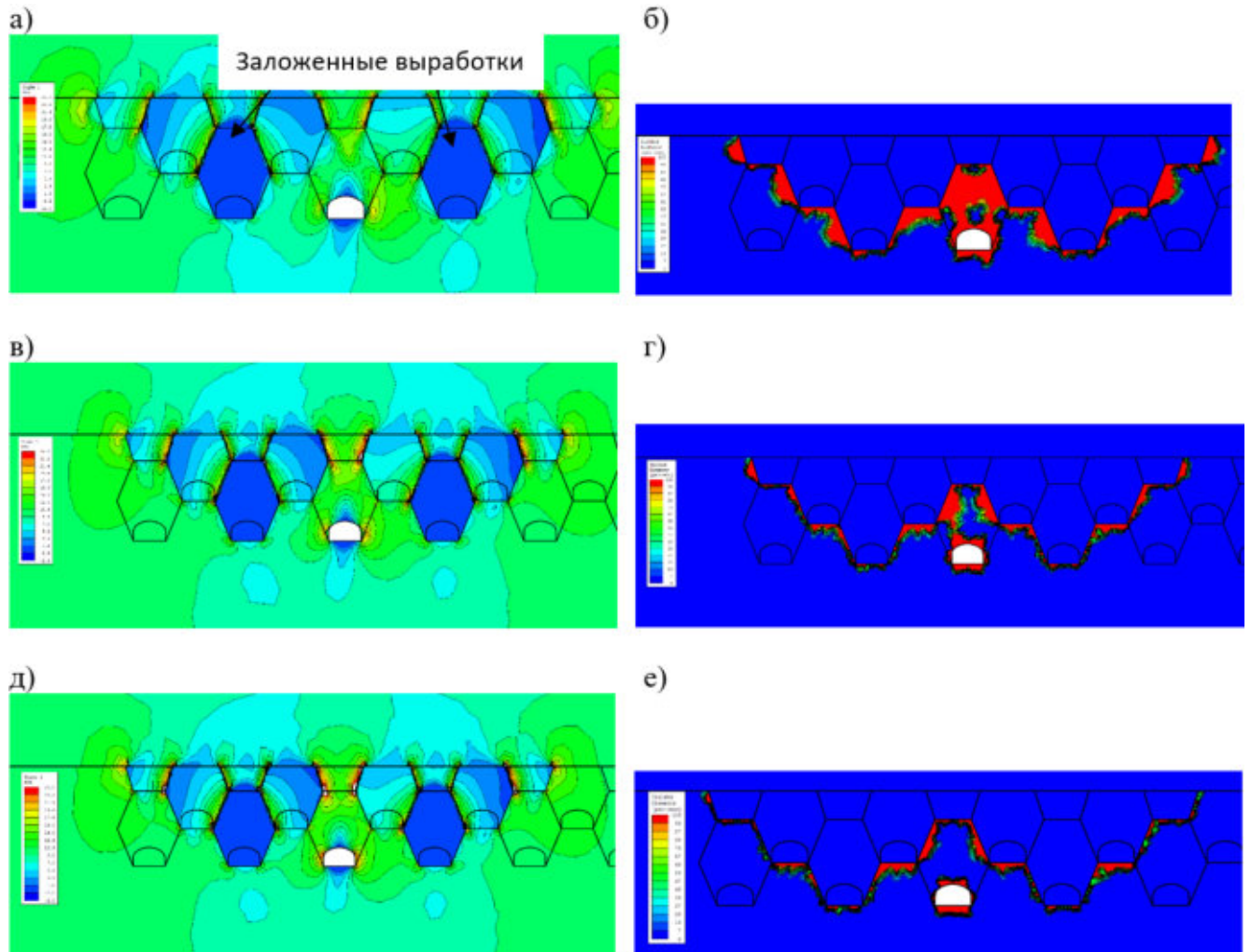


Рисунок 3.11 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен **железнослюдково-мартитовой рудой:**

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

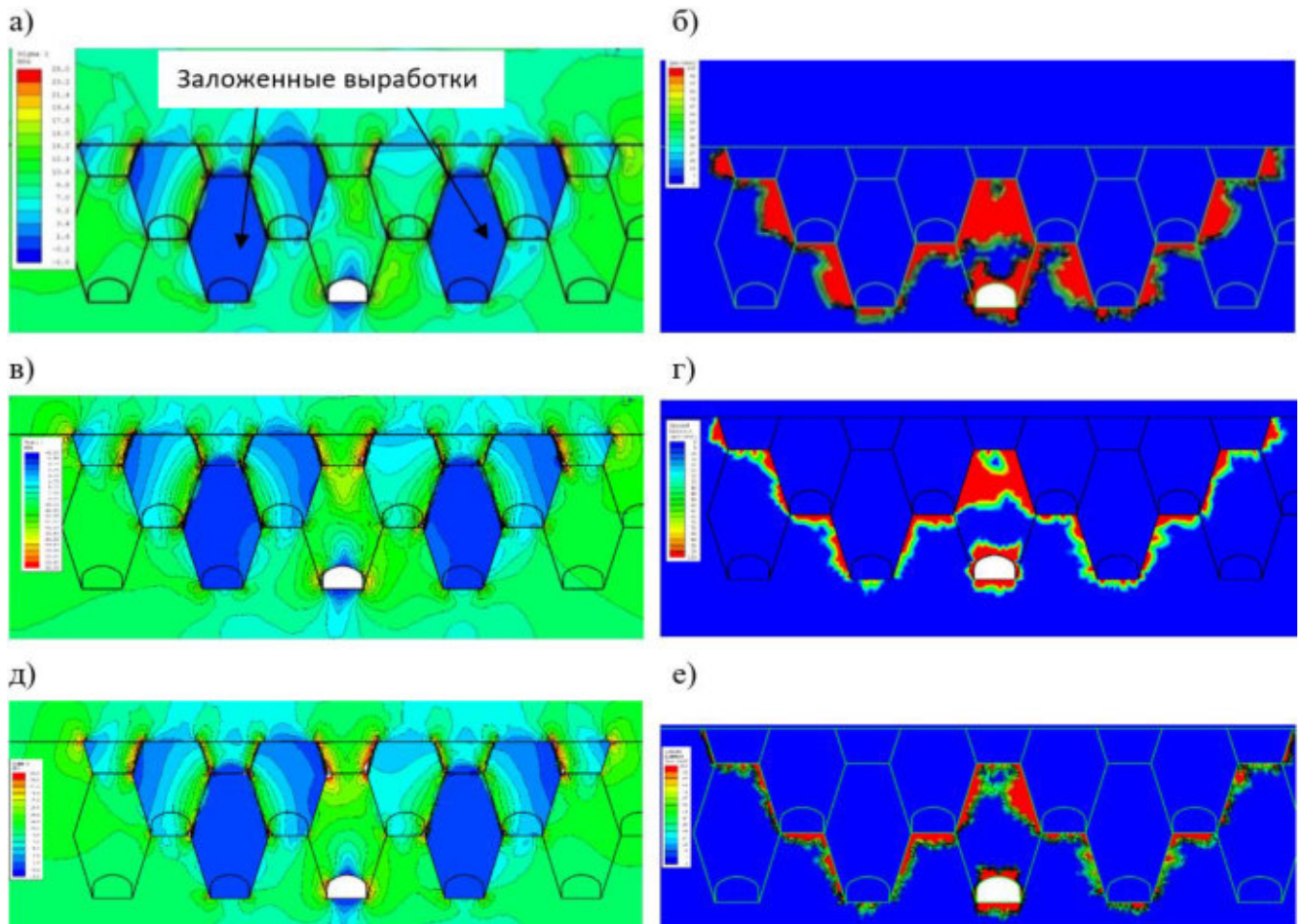


Рисунок 3.12 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния.

Массив представлен **железнослюдково-мартитовой рудой**:

а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 16 м

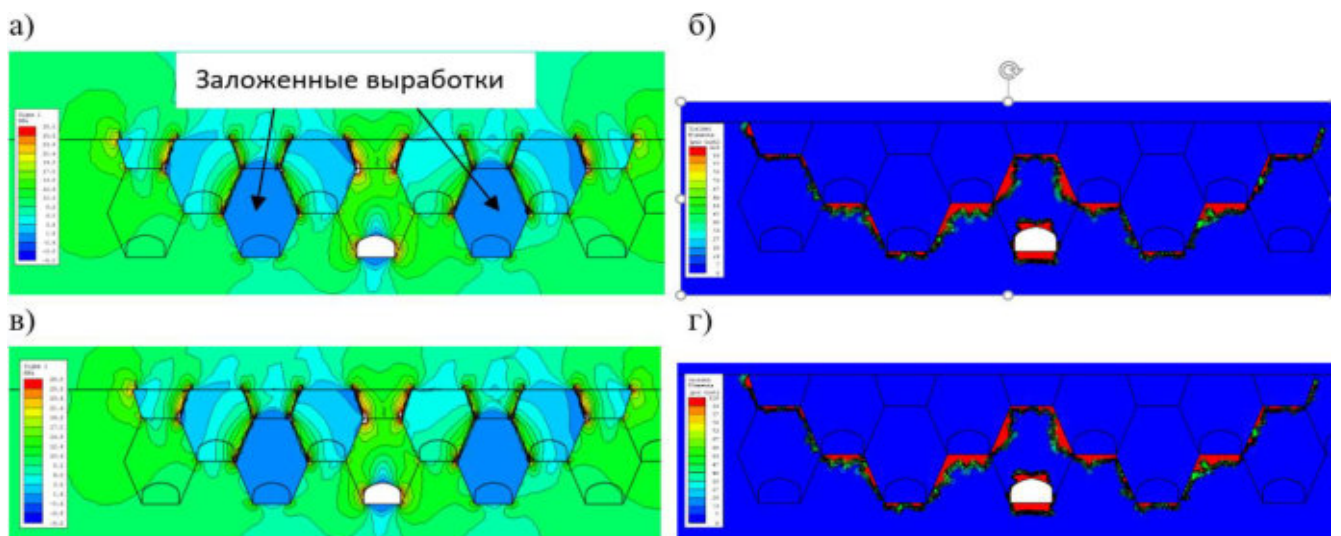


Рисунок 3.13 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 12 м



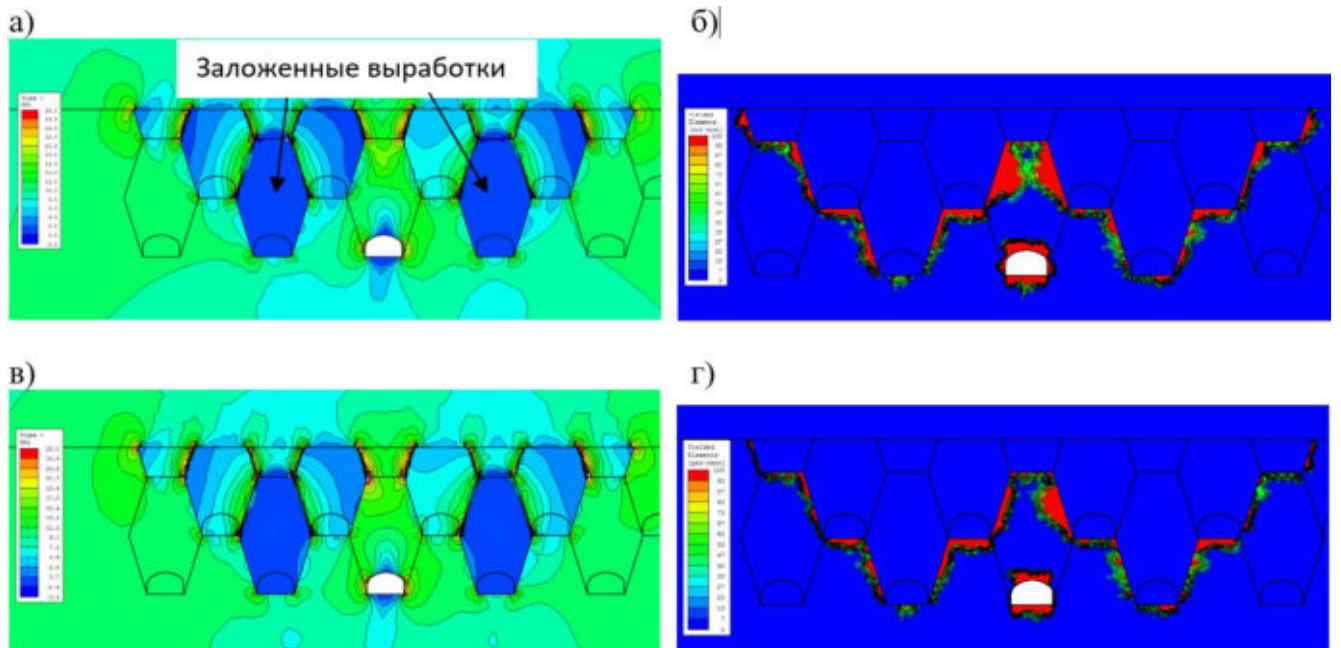


Рисунок 3.2.14 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 16 м

Затем разрабатывают очистные выработки 2 слоя (рисунок 3.15-3.18).

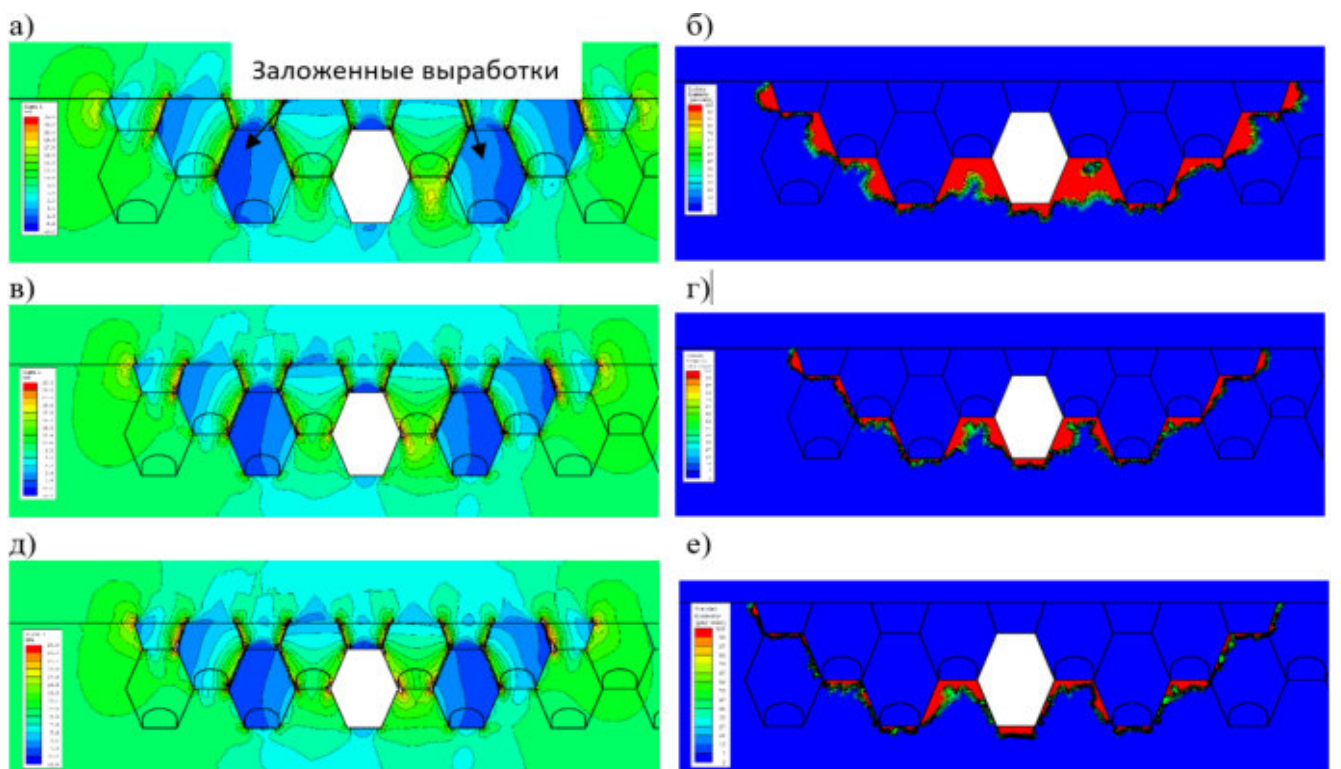


Рисунок 3.15 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен железнслюдково-мартитовой рудой: а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

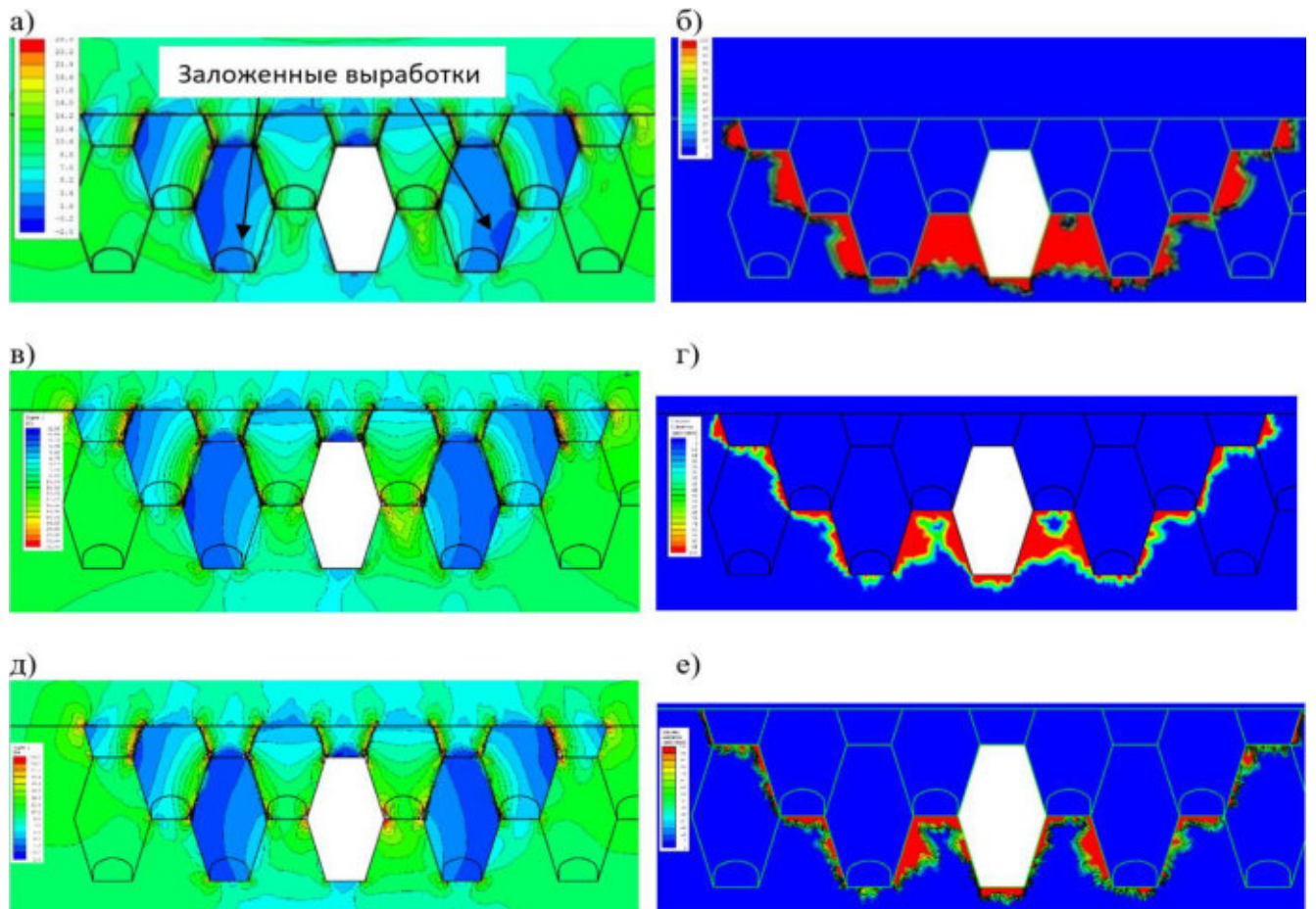


Рисунок 3.16 – а), в), д) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г), е) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен железослюдково-мартитовой рудой: а), б) рыхлой; в), е) – средней плотности; г), д) - плотной. Высота очистных выработок 16 м

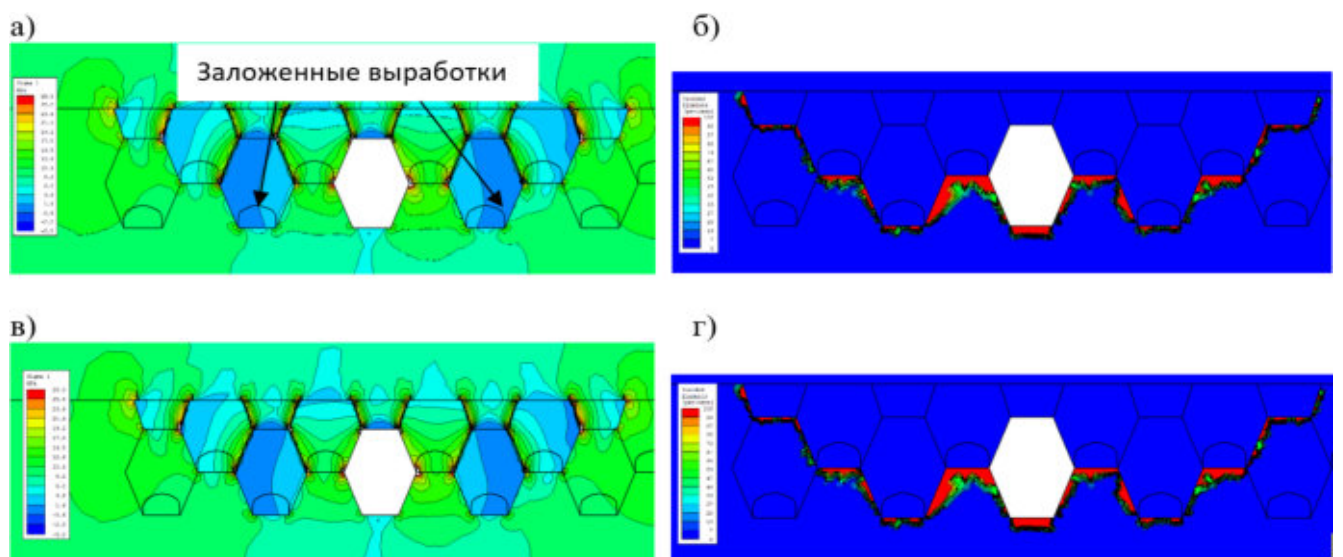


Рисунок 3.17 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 12 м

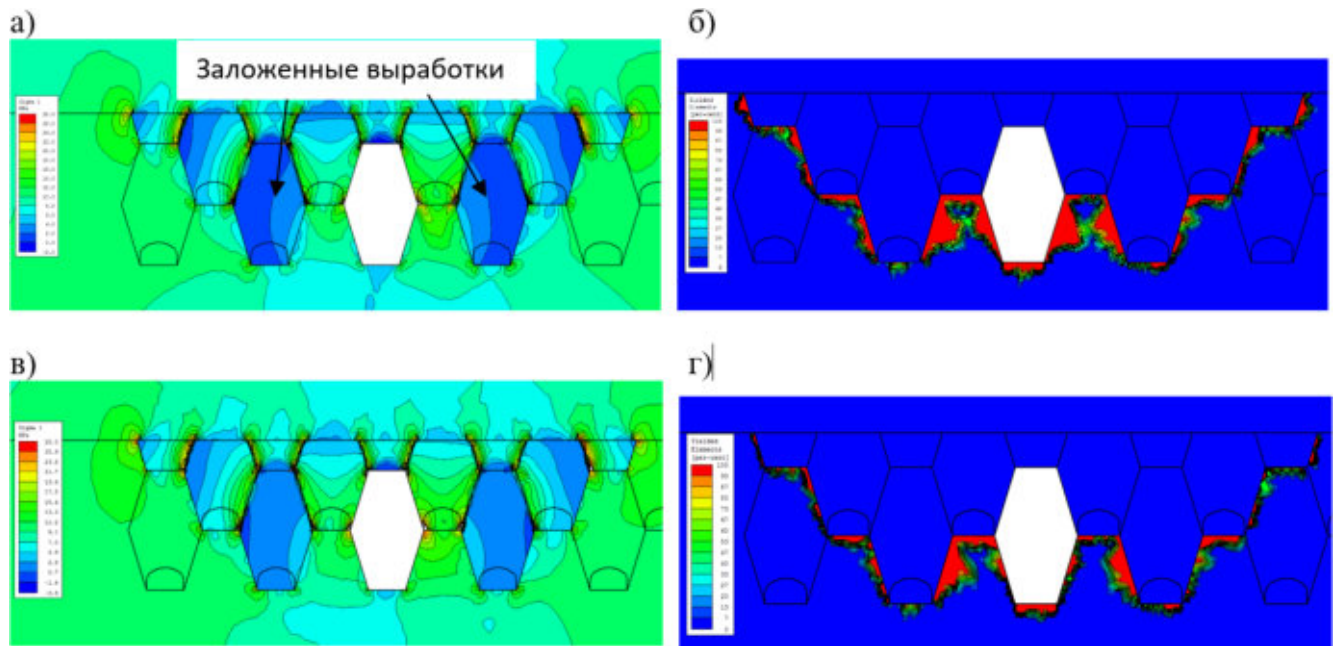


Рисунок 3.18 – а), в) - эпюры распределения главных нормальных максимальных напряжений в массиве; б), г) - формирование зон предельного состояния. Массив представлен гидрогематит-мартитовой рудой: а), б) - средней плотности; в), г) - плотной. Высота очистных выработок 16 м

### **3.3 Анализ результатов численного моделирования и определение закономерностей изменения НДС вокруг очистных и подготовительных выработок при изменении их геометрических параметров**

Изменение технологии производства очистных работ влечет перераспределение напряжений и деформаций вокруг очистных выработок, формируя новое равновесное состояние. Анализ результатов численного моделирования представленный в главе 3.2 позволяет оценить параметры НДС на различных этапах ведения очистных работ.

Понижения уровня горных работ и рост мощности искусственной защитной потолочины приводят к увеличению размеров зоны разгрузки, в которой располагаются подготовительные выработки. Результатом является уменьшение действующих в массиве вертикальных и горизонтальных напряжений, следствием чего является уменьшение размеров зон предельного состояния вокруг подготовительных выработок (рисунок 3.19).



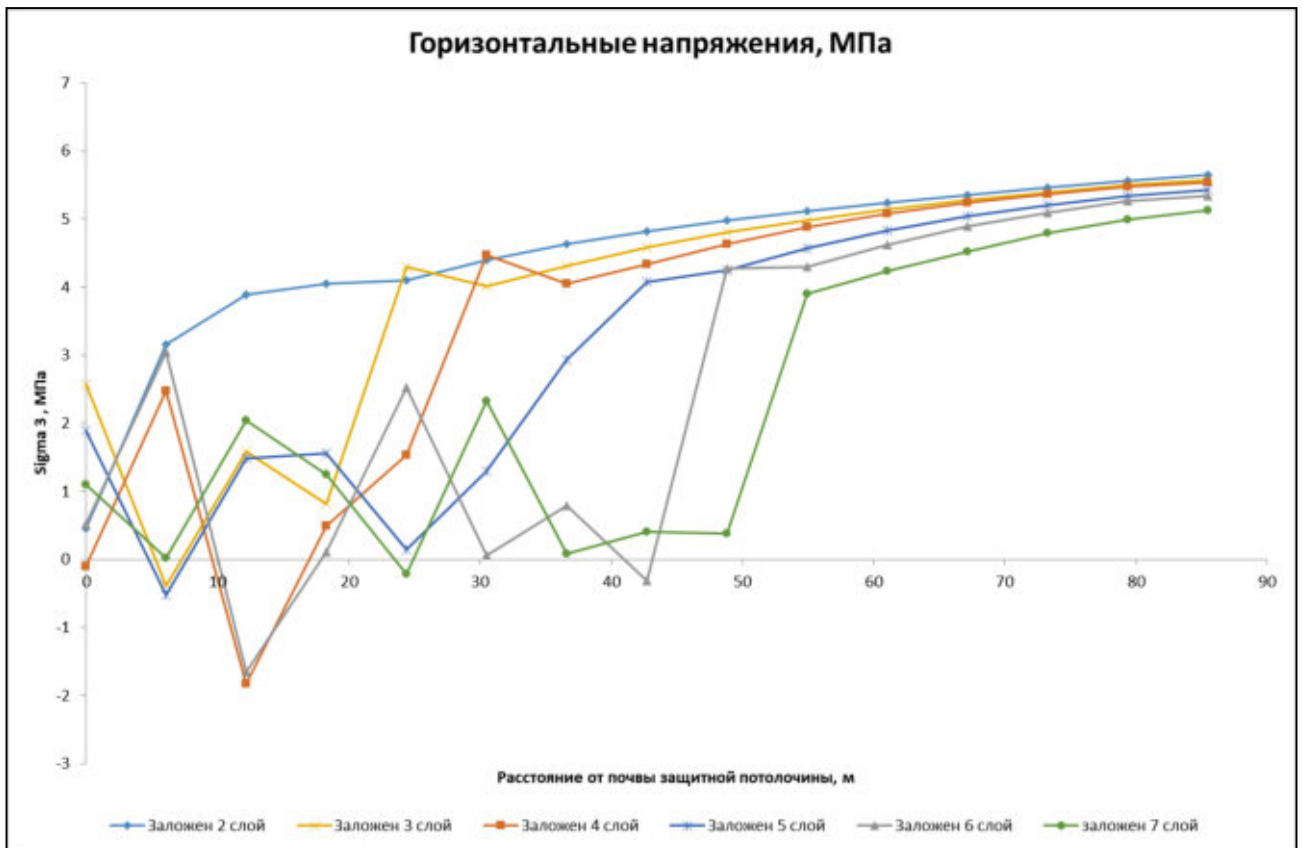
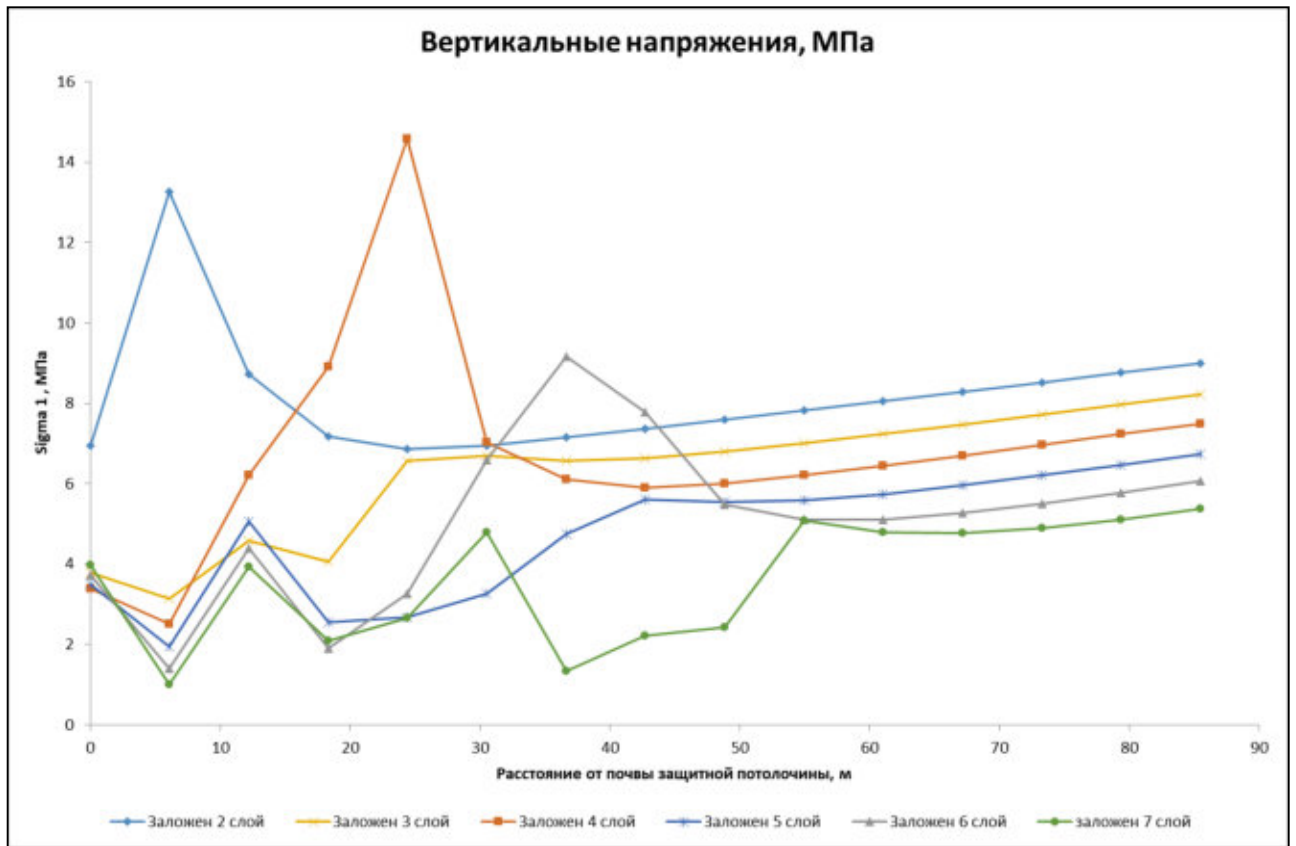


Рисунок 3.19 – Зависимость изменения вертикальных и горизонтальных напряжений от глубины на различных этапах отработки запасов

Основным инструментом для оценки НДС массива служит коэффициент концентрации максимальных главных напряжений, показывающий отношение действующих на контуре массива напряжений относительно фоновых напряжений:

$$k = \frac{\sigma_{\max}}{\sigma_{\max}^0} \quad (3.2)$$

где  $\sigma_{\max}$  – максимальные действующие на контуре обнажений напряжения;  
 $\sigma_{\max}^0$  – напряжение в массиве до начала ведения очистных работ.

Для более комплексного анализа, произведено сравнение размеров зон предельного равновесия вокруг подготовительных и очистных выработок с различными геометрическими размерами, с учетом последовательности ведения горных работ.

На этапе моделирования **проведения выработок трапециевидной формы** сечения под закладочным массивом наблюдается формирование зон предельного равновесия в боках незакрепленных выработок. Размеры и конфигурация данных зон зависит от типа руды и очередности проведения выработок. В рыхлых железнослюdkово-мартитовых рудах процесс формирования зон предельного состояния происходит наиболее интенсивно (таблица 3.2).

Таблица 3.2 - Концентрация максимальных главных напряжений вокруг подготовительных выработок, выраженная в процентах (высота очистной выработки 12 и 16 м)

№ очистного слоя	Сегмент обнажения выработки	Концентрация максимальных главных напряжений в приконтурном массиве обнажения, %				
		Железнослюdkово-мартитовая руда			Гидрогематит-мартитовая руда	
		Рыхлая	средней плотности	плотная	средней плотности	плотная
2 слой	кровля	13,3	-58,3	-37,5	-41,2	-47,6
	пята свода	-27,3	6,5	15,0	48,1	10,2
	бока	20,0	-16,7	2,9	53,2	8,3
	почва	0,0	-71,4	-60,0	-60,0	-75,0
3 слой	кровля	-9,1	300,0	200,0	0,0	140,0
	пята свода	7,1	-5,9	2,1	30,0	1,9
	бока	11,5	45,7	0,0	193,8	14,3
	почва	-33,3	50,0	166,7	-50,0	200,0



Результаты расчета коэффициента концентрации напряжений, полученные на этапе моделирования **проведения очистных выработок** сводчатой формы сечения, приведены в таблицах 3.3-3.4.

Таблица 3.3 - Коэффициент концентрации напряжений на контуре очистной выработки второго слоя

Высота очистной выработки	Часть контура	Коэффициент концентрации максимальных главных напряжений (в долях $\gamma H$ ) на контуре выработки				
		Железнослюдково-мартитовая руда			Гидрогематит-мартитовая руда	
		Рыхлая	средней плотности	плотная	средней плотности	плотная
12 м	кровля	0,24	0,07	0,14	0,14	0,16
	пята свода	1,38	3,11	3,98	4,15	4,29
	бока	1,50	2,50	4,50	4,75	4,88
	почва	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
16 м	кровля	0,21	0,17	0,23	0,24	0,30
	пята свода	1,90	2,92	3,46	2,80	3,89
	бока	1,25	3,00	4,38	3,10	4,50
	почва	0,03	0,10	0,07	0,07	0,11

Таблица 3.4 - Коэффициент концентрации напряжений на контуре очистной выработки третьего слоя

Высота очистной выработки	Часть контура	Коэффициент концентрации максимальных главных напряжений (в долях $\gamma H$ ) на контуре выработки				
		Железнослюдково-мартитовая руда			Гидрогематит-мартитовая руда	
		Рыхлая	средней плотности	плотная	средней плотности	плотная
12 м	кровля	0,14	0,17	0,17	0,16	0,17
	пята свода	1,30	2,77	4,24	4,50	4,59
	борта	1,45	2,55	4,63	5,88	6,00
	почва	0,03	0,04	0,11	0,07	0,09
16 м	кровля	0,16	0,04	0,06	0,16	0,07
	пята свода	1,21	2,94	4,15	3,46	4,50
	борта	1,30	1,75	4,63	2,00	5,25
	почва	0,04	0,03	0,04	0,14	0,03

На изменение коэффициента концентрации напряжений вокруг очистных выработок влияет их размер. Так в плотных и средней плотности рудах

коэффициент концентрации напряжений увеличивается в кровле на 128%, боках на 50,8%, а почве на 73,3% для очистных выработок высотой 12 м в сравнение с выработками высотой 16 м. В рыхлых рудах различия в коэффициенте концентрации между выработками высотой 12 и 16 м не так заметны: уменьшение в кровле и почве на 9,1 и 33,3%, а в боках увеличение на 11,5%.

Вокруг незакрепленной выработки, пройденной в рыхлых железослюдково-мартитовых рудах, наблюдается интенсивный рост и последующее смыкание зон предельного состояния, из чего можно сделать вывод о потере несущей способности горной выработки в виде вывала из кровли на высоту обрабатываемой очистной выработки (рисунок 3.20)

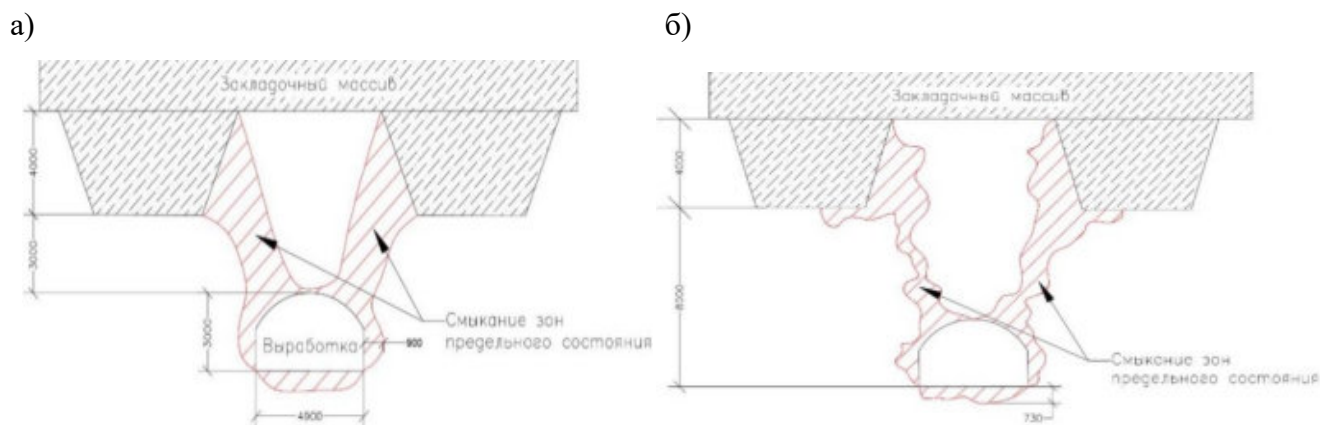


Рисунок 3.20 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистных выработок в рыхлых ЖСМ рудах. Высота очистных выработок: а) - 12 м; б) – 16 м

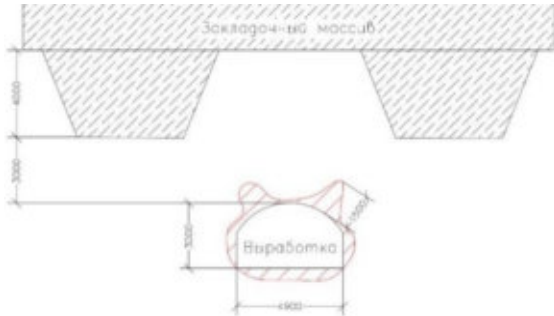
Наибольшие линейные размеры зон предельного равновесия в кровле подготовительных выработок, пройденных в массиве железослюдково-мартитовых руд средней плотности, при высоте 12 м и 16 м составили 1,45 м и 0,64 м соответственно (рисунки 3.21).

Наибольшие линейные размеры зон предельного равновесия в кровле подготовительных выработок, пройденных в массиве плотных железослюдково-мартитовых руд, при высоте 12 м и 16 м составили 0,36 м и 0,19 м соответственно (рисунки 3.22)

Наибольшие линейные размеры зон предельного равновесия в кровле подготовительных выработок, пройденных в массиве гидротематит-мартитовых

руд средней плотности, при высоте 12 м и 16 м составили 0,69 м и 0,44 м соответственно (рисунки 3.23).

а)



б)

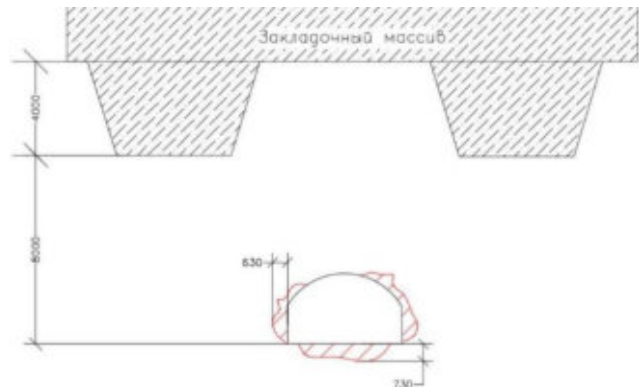
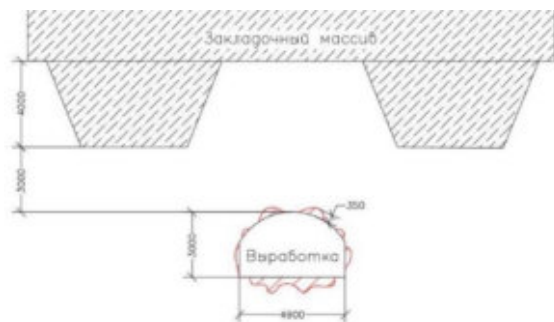


Рисунок 3.21 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в ЖСМ рудах средней плотности. Высота очистных выработок: а) - 12 м; б) - 16 м

а)



б)

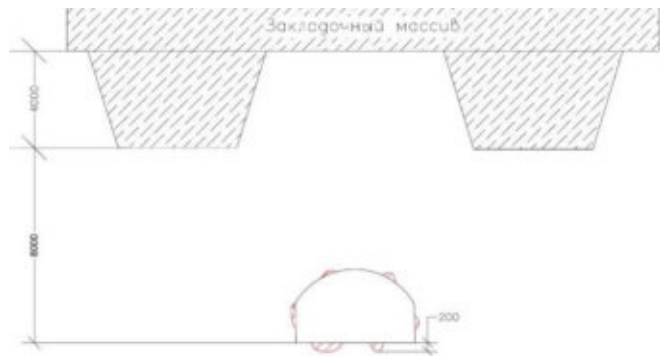


Рисунок 3.22 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в плотных ЖСМ рудах. Высота очистных выработок: а) - 12 м; б) – 16 м

а)



б)

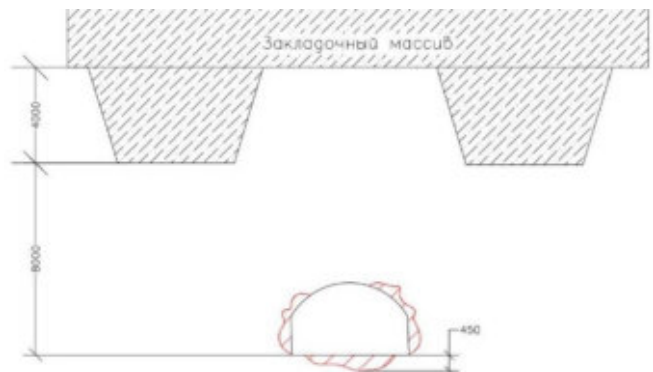


Рисунок 3.23 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в ГГМ рудах средней плотности. Высота очистных выработок: а) - 12 м; б) - 16 м

В плотных гидрогематит-мартитовых рудах при высоте очистных выработок 12 м и 16 м наибольший геометрический размер зон предельного состояния отмечен в кровле выработок и составил 0,45 м и 0,2 м соответственно (рисунок 3.24).

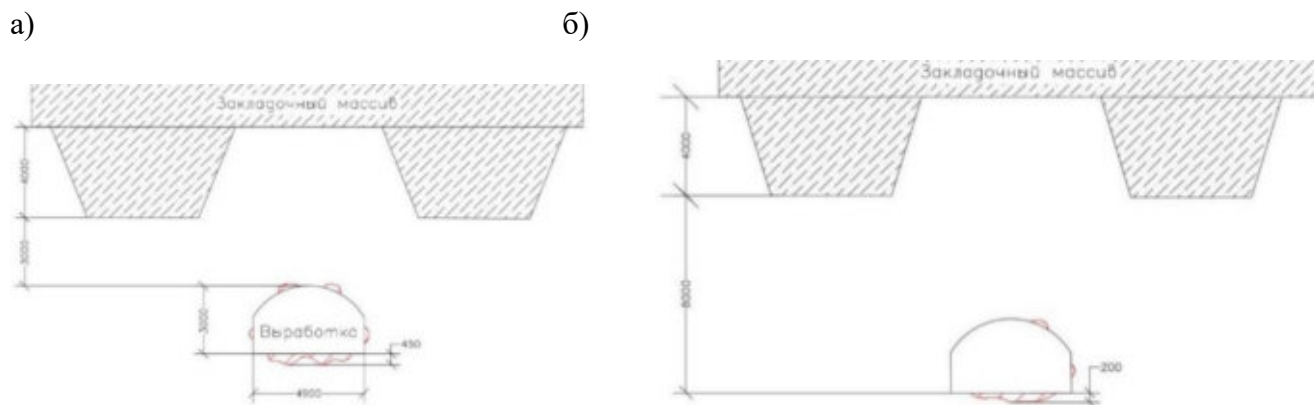


Рисунок 3.24 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в плотных ГГМ рудах. Высота очистных выработок: а) - 12 м; б) - 16 м

На следующем этапе осуществляют проходку **очистных выработок** полигональной формы.

На этапе отработки очистных выработок в рыхлых и средней плотности ЖСМ рудах рудных целик между закладочным массивом и очистным пространством испытывает значительные пластические деформации, что говорит о возможных вывалах горной массы и сползания руды со стороны бортов очистной выработки (рисунок 3.25 и 3.26).

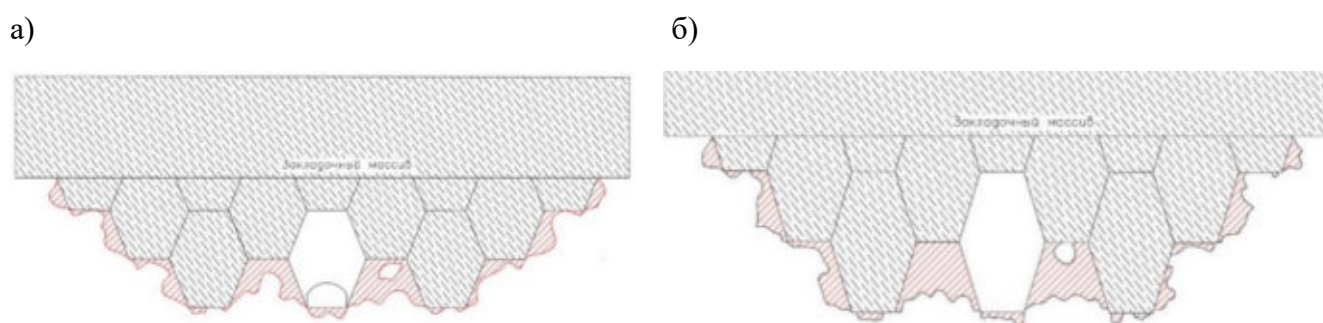


Рисунок 3.25 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в рыхлой ЖСМ руде. Высота очистных выработок: а) – 12 м; б) – 16 м

В ЖСМ рудых средней плотности разница между площадями зоны предельного состояния вокруг составила 48,9 %, вокруг выработок с высотой 16 м - 78,78 м<sup>2</sup>, а для выработок высотой 12 м - 52,91 м<sup>2</sup>. Для плотных ЖСМ руд ситуация аналогична, площадь зоны предельного состояния при высоте очистной выработки 16 м на 38 м<sup>2</sup> больше, чем вокруг выработок высотой 12 м.

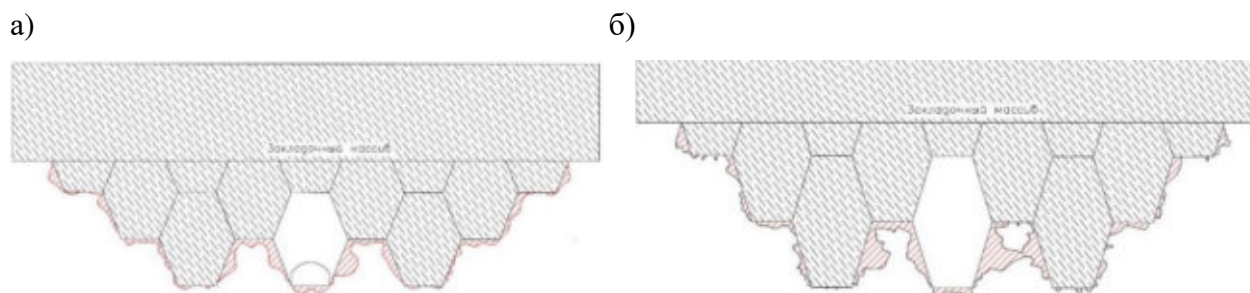


Рисунок 3.26 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в ЖСМ руде средней плотности. Высота очистных выработок: а) – 12 м; б) – 16 м

В плотных гидрогематит-мартитовых и железнослюдково-мартитовых рудах в приконтурном массиве очистной выработки отмечены отдельные зоны предельного равновесия с наибольшим геометрическим размером 0,45- 0,55 м (рисунок 3.27 и 3.28).

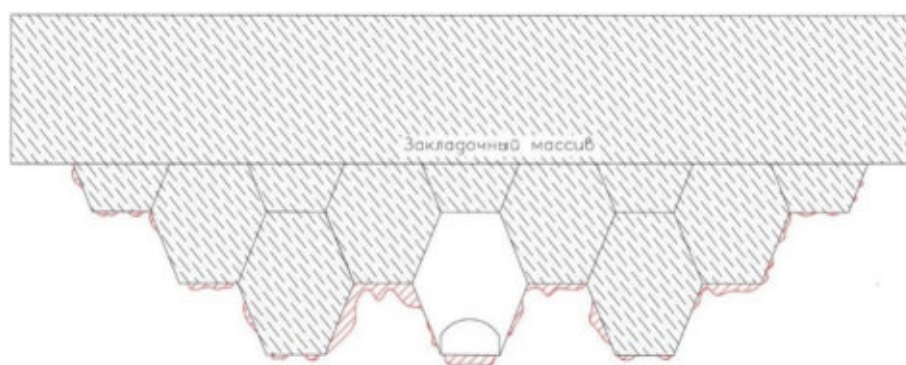


Рисунок 3.27 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в плотных ГГМ рудах. Высота очистной выработки 12м

Размеры зоны предельного состояния значительно зависят от плотности рудного массива. В рыхлых ЖСМ рудах, ожидаемо, зона предельного состояния имеет наибольшие размеры, которые в 2 раза больше чем при ведении очистных работ в рудах средней плотности и в 3,6 раз больше чем в плотных рудах.



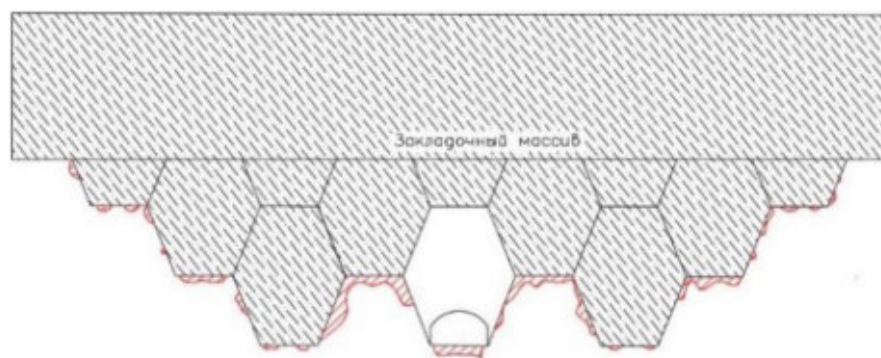


Рисунок 3.28 – Формирование зоны предельного равновесия вокруг очистной выработки в плотной ЖСМ руде. Высота очистной выработки 12м

Высота очистных выработок сказывается на изменение формы и размеров зон предельного состояния. Рост площади поперечного сечения очистных выработок полигональной формы в 1,34 раза (изменение высоты выработки с 12м до 16м) приводит к увеличению размеров зон предельного состояния в 1,42 раза.

Таким образом применение системы разработки с использованием полигональных выработок без крепления подготовительных выработок возможно в плотных железнослюдково-мартитовых и гидрогематит-мартитовых рудах. Для обеспечения устойчивости горных выработок, пройденных в массиве рыхлых и средней плотности руд необходимо разработать мероприятия по повышению устойчивости подготовительных выработок и разделительных целиков.

### 3.4 Выводы по главе 3

1. С использованием МКЭ построены модели массива, использованные для оценки формирования и изменения НДС рудного и закладочного массивов на различных стадиях ведения очистных работ, которые позволяют учитывать изменения полей горизонтальных и вертикальных напряжений.

2. Установлены зависимости напряженно-деформированного состояния очистных выработок и очистных выработок полигональной формы сечения от типа и плотности рудного массива.

3. Коэффициент концентрации напряжений вокруг очистной выработки при высоте очистных выработок 12 метров в плотных и средней плотности рудах увеличивается в кровле на 128%, боках на 50,8%, а почве на 73,3% относительно

аналогичной выработки, пройденной в выработках с высотой 16 м. В рыхлых рудах разница коэффициента концентрации напряжений вокруг очистной выработки уменьшается в кровле и почве на 9,1 и 33,3%, в боках увеличивается на 11,5%.

4. Существенное влияние на формирование напряженно-деформированного состояния горного массива, вмещающего очистные и подготовительные выработки, оказывает изменение полей вертикальных и горизонтальных напряжений при технологии разработки запасов богатых железных руд полигональными очистными выработками.

5. Отслоения на контуре обнажений приурочены к зонам предельного состояния вокруг выработанного пространства. Сдвиговые деформации локализуются на границах зоны предельного равновесия в виде отслоений и вывалов. По результатам численного моделирования определено, что характер потери устойчивости обнажений очистных и подготовительных выработок имеет хорошую сходимость с данными натурных наблюдений.

6. Высота очистных выработок полигональной формы влияет на размеры зоны предельного состояния. Изменение высоты выработок с 12 до 16 метров приведет к увеличению размеров зоны предельного состояния приблизительно на 42% независимо от типа и плотности рудного массива.

7. Переход на систему разработки очистными выработками полигональной формы без крепления подготовительных выработок возможен в плотных железнослюдково-мартитовых и гидрогематит-мартитовых рудах. Для рыхлых руд и руд средней плотности необходимо разработать мероприятия по обеспечению устойчивости подготовительных выработок и разделительных целиков.



## ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ОТРАБОТКЕ И ОБЕСПЕЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

### 4.1 Методика расчета НДС рудного массива и геометрических параметров горных выработок.

#### 1. Создание численной геомеханической модели.

Применяя численную геомеханической модели производят расчет НДС рудного и закладочного массива, прогнозируя предполагаемое поведение очистных выработок с различными геометрическими параметрами при ведении горных работ.

Использование численной геомеханической модели позволяет решить конкретную задачу, рассмотрев при это небольшую область массива, что позволяет не учитывать участки месторождения не оказывающие влияния на формирование и изменение НДС. Вертикальным граням модели запрещаются перемещения по нормали. Нижней грани модели запрещаются все перемещения, а верхняя грань модели остается свободно деформируемой. Прикладываемые к граням модели напряжения соответствуют естественному полю напряжений на месторождении, с учетом глубины рассматриваемой области. Геомеханическая модель учитывает изменение вертикальных и горизонтальных напряжений от понижения уровня ведения горных работ и роста мощности сформированной искусственной потолочины.

Дискретизация численной модели предусматривала сгущение сетки конечных элементов внутри очистных и подготовительных выработок, с постепенным увеличением размера элемента по мере удаления к границам модели. Для обеспечения достаточного уровня точности результатов моделирования минимальный размер конечного элемента составил 0,25м [2]. На заключительном этапе определяют количество конечных элементов и качество построения сетки.

При ведении очистных работ на Яковлевском месторождении формируются зоны нелинейного упругопластического деформирования на контуре подготовительных и очистных выработок, пройденных в массиве рыхлых и

средней плотности железных руд [45, 52, 99]. Напряженно-деформированное состояние массива богатых железных руд описывается упругопластической моделью с критерием прочности Мора-Кулона, позволяющей получить близкую к натурной оценку НДС [100].

2. Определение прочностно-деформационных свойств рудного и закладочного массивов.

Закладываемые в конечно-элементную модель прочностно-деформационные свойства рудного и закладочного массивов определяются на основании результатов лабораторных испытаний образцов массива, отобранных на участке ведения горных работ.

Для определения прочностных и деформационных свойств различных типов руд и закладочного массива, на основании результатов испытаний на одноосное и объемное сжатие, определяют зависимости деформаций от действующих напряжений и строят паспорта прочности, определяющие характер упругопластического деформирования [3, 41, 62, 90, 94].

3. Расчет НДС состояния, вмещающего рудного и породного, и закладочного массива, отрабатываемого очистными выработками полигональной формы.

Определение НДС рудного и закладочного массива производится с учетом мощности ранее сформированного закладочного массива (количества отработанных слоев). На основании численного моделирования, после отработки и полной закладки всех выработок в очистном слое происходит перерасчет действующих напряжений и деформаций, производят расчет обновлённых значений вертикальных и горизонтальных напряжений (с учетом глубины ведения горных работ).

Для учета последовательной отработки рудного массива с закладкой выработанного пространства геомеханической модель разбивается на несколько последовательных этапов. Более подробно порядок отработки очистных и подготовительных выработок различных слоев рассмотрен в разделах 3.2 и 3.3.

По результатам моделирования производят анализ полученных значений коэффициента концентрации напряжений и смещений рудных обнажений,

учитывая геометрические параметры выемочных единиц и глубину ведения очистных и подготовительных работ. Данные анализа могут быть использованы при выборе и расчете параметров упрочняющего или поддерживающего крепления.

#### **4.2 Обоснование рациональных геометрических параметров очистных выработок и технологии ведения очистных работ.**

Система разработки неустойчивых БЖР выработками полигональной формы позволит повысить безопасность и эффективность горных работ [88].

Результаты геомеханической оценки геометрических параметров очистных выработок полигональной формы [11] указывают на потенциальную эффективность разработки запасов богатых железных руд (мартитовых и гидрогематитовых) очистными выработками увеличенных размеров с полигональной формой поперечного сечения и шахматным их расположением.

Разработка запасов богатых железных руд осуществляется в нисходящем порядке полигональными очистными выработками, пройденными вкрест простирания залежи. При этом для осуществления работ по бурению, вентиляции и закладке в основании проходят буро-доставочную выработку, а в кровле формируют недозаклад, являющийся вентиляционно-закладочной выработкой (рисунок 4.1).

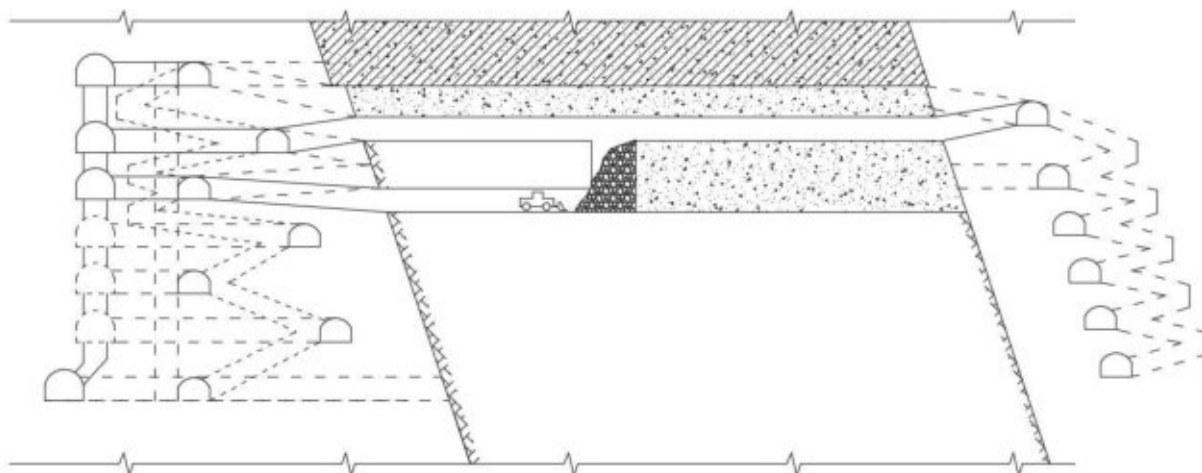


Рисунок 4.1 – Схема подготовки и отработки очистных выработок, вертикальный разрез вкрест простирания

Очистные выработки располагают в шахматном порядке, путем смещения выработок нижележащего слоя на половину их ширины. Отбойку руды осуществляют путем взрывания вееров скважин, объединенных в уступы. Формирование искусственного закладочного массива производят после откатки отбитой горной массы. В кровле очистной выработки оставляют недозаклад, достаточных для проведения вспомогательных работ размеров.

Основные геометрические параметры очистных выработок зависят от физико-механических свойств вмещающего массива и устойчивого пролета искусственной потолочины, и определяются из следующих выражений [93]:

$$B < L_{уст}; \quad h = \frac{B-b}{2\text{ctg}\alpha}; \quad h_1 \approx \frac{1}{2}B; \quad h_2 \approx B; \quad \alpha = 45 + \frac{\varphi}{2}, \quad (4.1)$$

где  $B$  – ширина очистной выработки, м;  $L_{уст}$  – расчетный устойчивый пролет кровли очистной выработки (кровля представлена закладочным массивом), м;  $\varphi$  – угол внутреннего трения вмещающего рудного массива, град;  $h$  – высота подготовительной выработки, м;  $b$  – ширина подготовительной выработки, м;  $\alpha$  – угол наклона рудных обнажений, град;  $h_1$  – высота очистной выработки переходного (первого) слоя, м;  $h_2$  – высота очистной выработки второго слоя, м.

Рудный, искусственный или комбинированный целик между очистными выработками, обрабатываемыми в одном слое, должен превышать трехкратную ширину выемочной единицы. Таким образом верхние наклонные борта (обнажения) очистной выработки представлены закладочным массивом, набравшим нормативную прочность, а нижние наклонные стенке выработки представлены вмещающим рудным массивом. Монолитный закладочный массив в верхней части камеры, сформированный при нисходящем порядке отработки, позволяет повысить устойчивость обнажений и исключить отслоение горной массы со стороны сводовой части очистной выработки, позволяя повысить безопасность очистных работ (рисунок 4.2).

Одним из основных недостатков нисходящего порядка отработки является повешенная вероятность потери устойчивости рудных обнажений, в следствие

увеличившейся нагрузки на вмещающий приконтурный массив. Для повышения устойчивости обнажений, нижней боковым стенкам очистных выработок придают наклон, который зависит от физико-механических свойств вмещающего рудного массива.

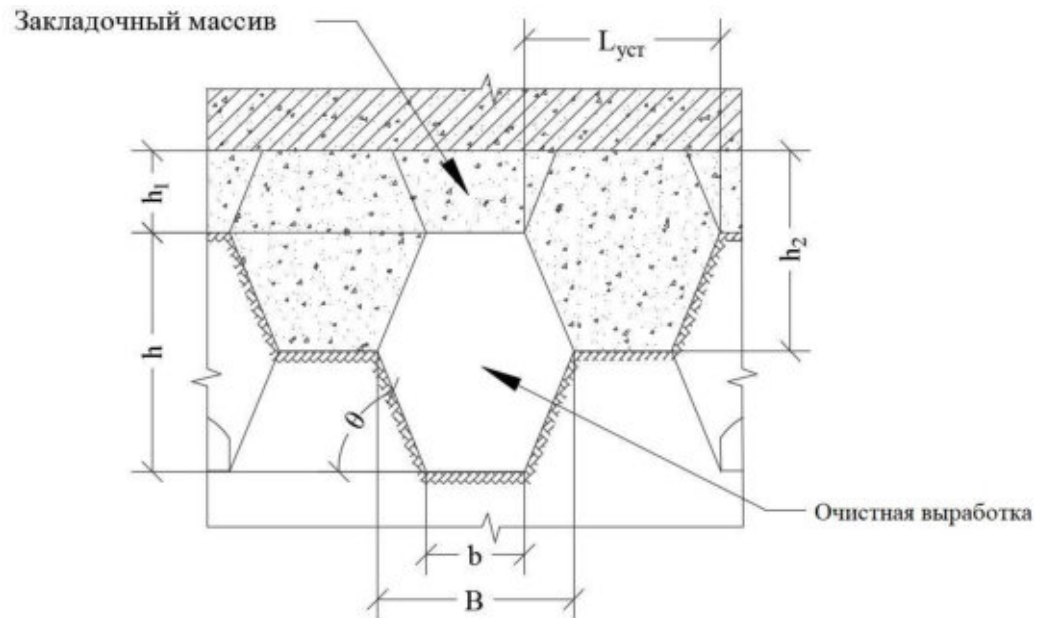


Рисунок 4.2 – Схема расположения очистных выработок, с указанием геометрических параметров

Дополнительно, для повышения устойчивости и безопасности ведения горных работ отработку запасов ведут поуступно. Размер уступа зависит от технологических параметров и времени цикла отработки уступа, и изменяется в интервале 6-15м с шагом 3м.

Для производства работ по вентиляции и закладке в кровле очистной выработки формируют недозаклад, используемый как вспомогательную выработку. Геометрические размеры которого должны соответствовать техническим требованиям для горных выработок, предназначенных для работы людей [91].

После отработки очистной выработки на всю мощность рудного тела, производят работы по закладке искусственно сформированной выработки в кровле камеры. Тем самым позволяя повысить качество закладочных работ и уменьшить суммарный недозаклад в очистной выработке [70]. После полного затвердевания

закладочного массива и набора нормативной прочности возможен переход на нижележащий очистной слой.

#### **4.3 Рекомендации по обеспечению устойчивости очистных выработок и выбору рациональных параметров упрочняющих крепей.**

##### *1) Конструкции анкерного крепления выработок.*

Основой для определения типа применяемого крепления являются физико-механические свойства вмещающего горную выработку массива, размеры поперечного сечения, срок стояния выработки [6].

Результаты натурных наблюдений за деформациями элементов рамной крепи КМП-А3 показали, что основной причиной, по которой крепь не выполняет предохранительной функции является плохой контакт между затяжкой и рудными обнажениями [8, 47, 51].

В современных условиях, большинство горных предприятий отказываются от установки тяжелого (рамного) крепления в пользу более дешевого и легкого в установке анкерного крепления.

Для повышения устойчивости обнажений подготовительных выработок Яковлевского рудника при отработке запасов очистными выработками полигональной формы возможно применение различных типов анкерного крепления: железобетонных, сталеполимерных, стеклопластиковых, трубчатых гидрораспорных и фрикционно-трубчатых. Основными достоинствами анкерного крепления являются [38]:

- упрочнение приконтурного массива выработки и как результат сохранение устойчивости обнажений;
- незначительное влияние на увеличение разубоживания при ведении буровзрывных работ;
- снижения финансовых и трудовых затрат на крепление горных выработок.

Железобетонный анкер (ЖБА) может быть установлен в массивы различной крепости:  $f = 2-3; 10-15$  и более. Принцип работы ЖБА заключается в создании связи

между металлическим анкером (стержнем арматурной стали периодического профиля) и вмещающим массивом за счет заполнения пустот бетоном. Главным отличием различных типов ЖБА является конструкция замковой части анкера (рисунок 4.3).

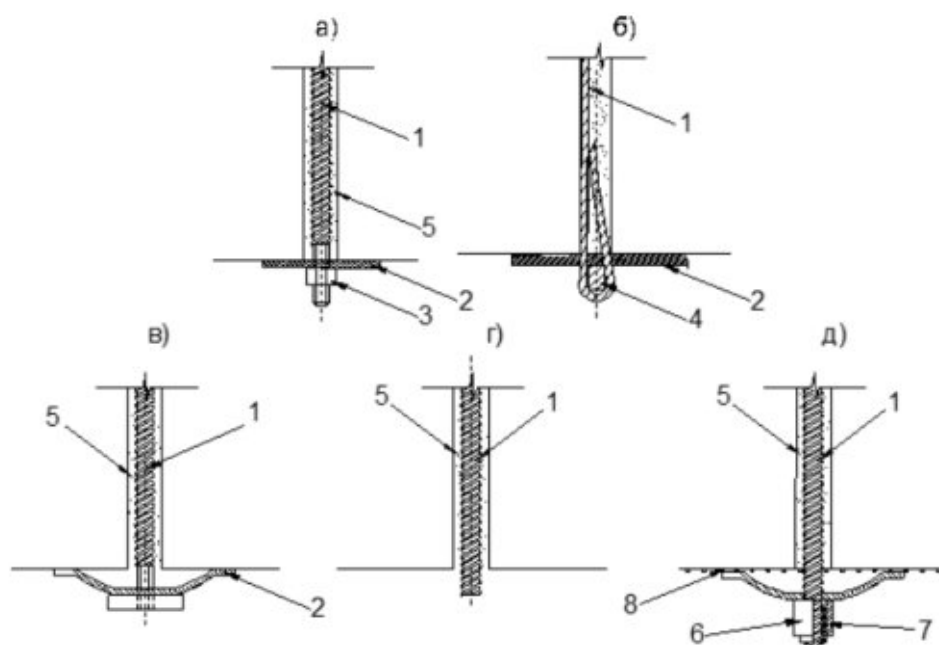


Рисунок 4.3 – Конструкции концевой части железобетонных анкеров: 1 –стальной стержень; 2 – опорная плитка; 3 – гайка; 4 – клин; 5 – песчано-цементный раствор; 6 – внешняя конусная втулка; 7 – внутренняя конусная втулка

Длина анкеров зависит от размеров зоны нарушенных пород и в среднем составляет 2,0м. Песок, используемый для приготовления цемента, должен соответствовать ГОСТ 8736-85, а марка цемента должна быть выше М40.

Уменьшить срок отвердения бетона возможно добавлением ускорителей реакции, а также повышением качества составляющих элементов: песка, воды, цемента.

В настоящее время на большинстве предприятий железобетонные анкера утратили свою актуальность по причине появления сталепolyмерных анкеров. Которые нивелируют главный недостаток ЖБА – длительный период отвердевания бетонного заполнителя.

Сталепolyмерные анкера (СПА) разделяются на две группы: сплошные (полимербетон заполняет все пространство шпура) и замковые (полимербетон



скрепляет только концевую часть анкера с массивом). Основным различием является требуемое количество ампул с полимербетоном.

Для монтажа анкеров со сплошным закреплением используют три ампулы, одну с малым сроком отвердевания (~30 сек) и две с длительным сроком отвердевания [6].

Стопорное кольцо, установленное в замковой части анкера, служит для предохранения гайки от свертывания (рисунок 4.4, а). В шпуре стержень вращают при помощи перфоратора, используя специальный переходник (рисунок 4.4, б) [6].

При монтаже анкера с натяжением, металлическую сетку или армокаркас необходимо устанавливать одновременно с анкером [6].

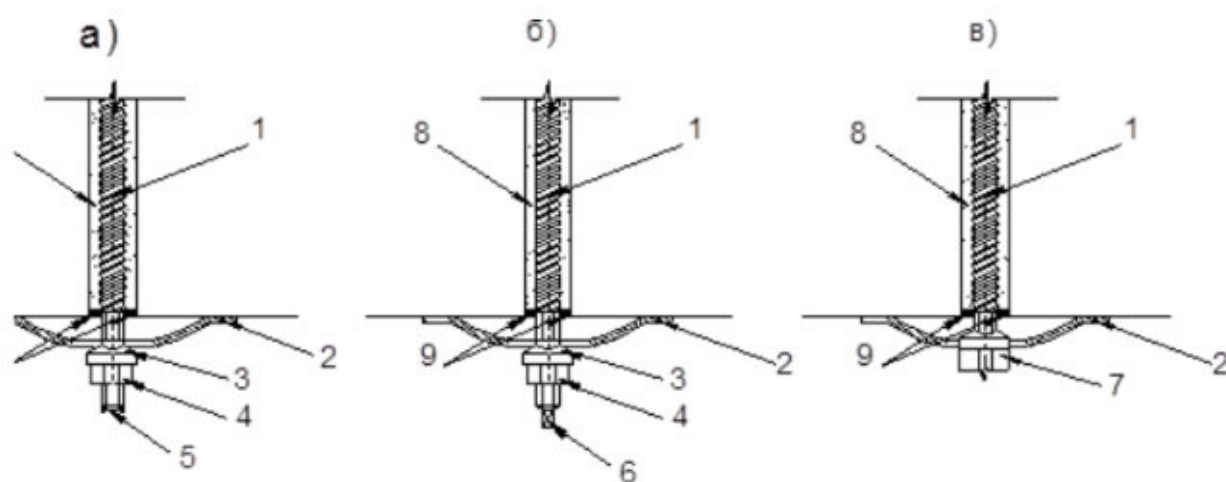


Рисунок 4.4 – Конструкции концевой части анкеров: а), б) – с натяжением; в) – без натяжения стержня анкера [6]

К основной области использования сталепolyмерных анкеров можно отнести крепление сильно нарушенных участков, как временное, так и постоянное. Заполнение открытых трещин полимерными смолами при монтаже анкера, позволяет повысить сцепление массива по трещинам и избежать обсыпания вмещающих пород вокруг анкерного стержня.

Сталепolyмерные анкера в основном применяются для крепления участков пересечения тектонических нарушений, зон интенсивной трещиноватости и в склонных к вывалам породах.

Преимуществом сплошных сталеполимерных анкеров является сохранение работоспособности при разрушении или деформации опорной плитки, в отличие от замковых анкеров. СПА крепь предусматривает возможность периодического ремонта, путем подтягивания ослабленных гаек и установки проставок между опорными плитками и массивом. Низкая коррозионная стойкость замковой части и резьбы снижает срок службы анкера до 3-5 лет [6].

Областью применения замковых анкеров является временное поддержание кровли призабойной части выработок и оперативное упрочнения участков склонных к вывалообразованию.

Трубчатый гидрораспорный анкер (ТГРШ) позволяет обеспечить контакт металлической трубы с массивом по всей длине шпура. Фиксация анкера в шпуре заключается в подаче в устьевую часть анкера воды под большим давлением (0,025 ГПа), за счет этого деформируется С-образная внутренняя трубка, которая распирает внешнюю металлическую оболочку анкера (рисунок 4.5) [6].

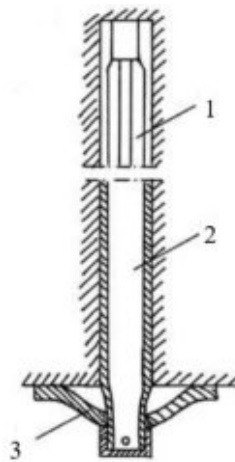


Рисунок 4.5 - Конструкции трубчатого гидрораспорного анкера: 1 – анкер до нагнетания воды; 2 – анкер в рабочем состоянии; 3 – опорная плитка

Оценка результатов опытных испытаний ТГРШ в условиях Яковлевского рудника показала на возможность применения данного типа анкерного крепления для упрочнения массивов плотных и средней плотности руд [6].

Фрикционно-трубчатые анкера (ФТА) позволяют повысить устойчивость вмещающих массивов с крепостью более  $f = 5$ . Принцип работы ФТА заключается

в установке С-образной профильной трубы диаметром большим на 3-5 мм чем диаметр шпура, при этом трение анкера о стенки скважины является единственным условием закрепления (рисунок 4.6) [6].

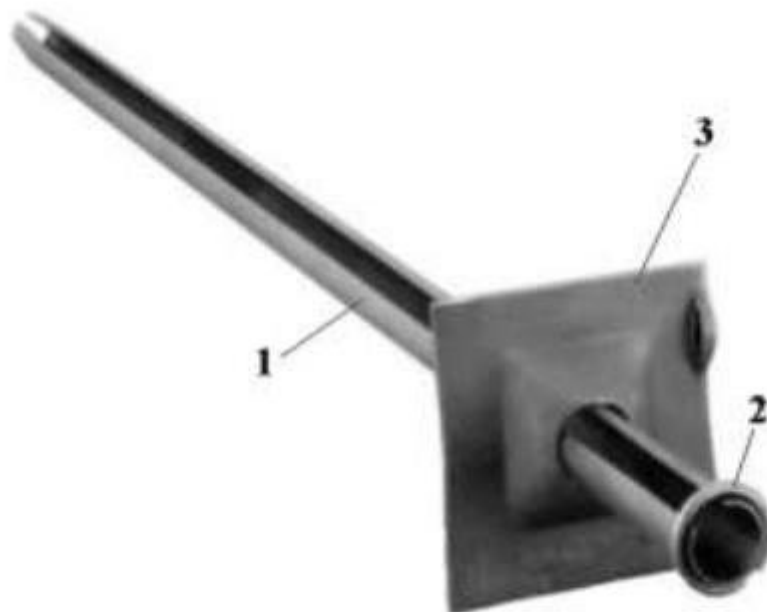


Рисунок 4.6 – Фрикционный анкер Сплит-Сет: 1 – труба С-профиля; 2 – опорное кольцо; 3 – опорная плитка [6]

Установка ФТА может осуществляться как вручную, так и с использованием механизированных комплексов (например, Voltec производства Atlas Copco), позволяющих значительно повысить производительность крепления обнажений выработок.

Стеклопластиковый анкер (СПА) применяется для упрочнения целиков различного назначения и обнажений горных выработок. С точки зрения установки анкера в шпуре, аналогичен сталеполимерному анкеру.

Стеклопластиковая анкерная крепь незначительно отличается от её стальных аналогов и состоит из композитного (стеклопластикового) стержня периодического профиля, опорной плитки и гайки (рисунок 4.7).

К основным преимуществам стеклопластикового анкерного крепления относятся [6]:

- в пять раз уменьшенный по сравнению со сталеполимерным анкером вес, что позволяет упростить доставку и монтаж анкера;
- искробезопасность материала анкера в сравнении с металлическими аналогами;
- низкая прочность стеклопластикового анкера на срез, что позволяет разрушать анкер исполнительным органом комбайна без повреждения механизмов;
- стойкость полимерного материала к внешним воздействиям агрессивных сред, что позволяет повысить срок службы анкера.

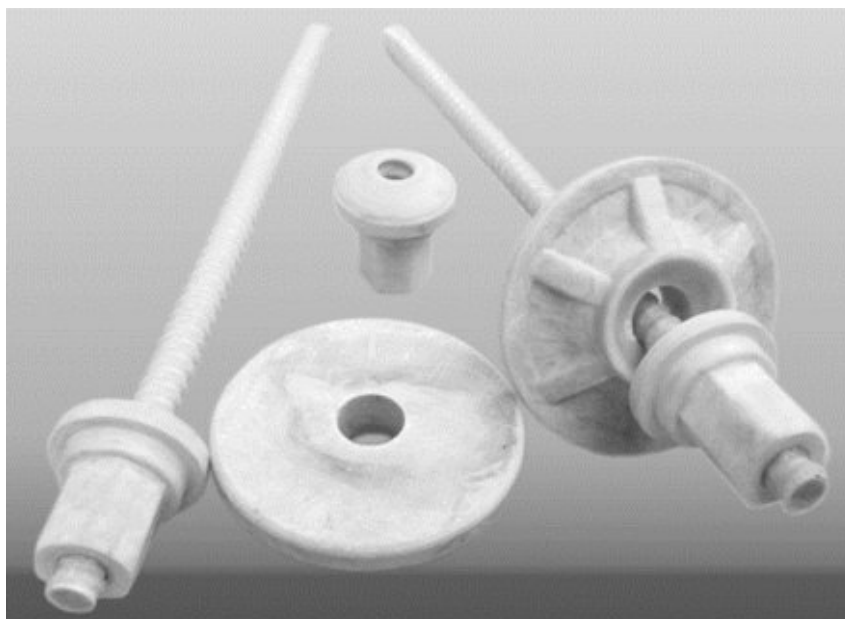


Рисунок 4.7 – Стеклопластиковая анкерная крепь

*2) Методика расчета длины и шага расстановки анкерной крепи по условию закрепления концевой части анкера в массиве ненарушенных пород.*

Различные варианты расчет параметров анкерной крепи выполняемые на производственных предприятиях и в проектных институтах регламентированы нормативными документами, а также приводятся в зарубежной и отечественной литературе. Расчетными параметрами в большинстве случаев являются: длина устанавливаемого в скважину анкера, шаг расстановки анкеров в ряду и расстояние между рядами [38, 58].

Применяют две принципиальные схемы, используемые для расчетов: 1) схему формирования, упрочненного анкерами породного свода, сложенного

нарушенными породами, которая может воспринимать без разрушения собственный вес и вес вышележащих пород; 2) схему закрепления концов анкерной крепи в ненарушенном массиве (схема «подвешивания») [32].

Размеры зон нарушенных пород в большинстве случаев определяют на основании гипотезы сводообразования, а величину действующих в массиве напряжений определяют на основании расчет устойчивого пролета закрепленной кровли. При этом для осуществления данных расчетов необходимо проведение лабораторных исследований по определению физико-механических свойств рудного и породного массивов, и натурных исследований естественного поля напряжений, действующих в массиве, нетронутым горными работами.

Параметры анкерного крепления рассчитанные по схеме «подвешивания» нарушенных пород возможно считать достоверными только для вмещающего массива I-II категории устойчивости (от весьма устойчивых до устойчивых), по причине жесткого закрепления анкера в скважине и отсутствия возможности проскальзывания анкера. В средне устойчивых породах III категории применение анкерной крепи ограничивается сроком службы горной выработки и не может превышать 3-4 месяца.

Длина анкеров определяется величиной зоны нарушенных пород  $l_n$  и размеров участка заглубления анкеров в устойчивую породу  $l_3$ . При длине выступающей замковой части анкера 0,2 м.

$$l_a = l_n + l_3 + 0,2, \quad (4.2)$$

Величина углубки стеклопластикового анкера ( $l_3$ ) находится в интервале 0,3÷0,5 м.

Шаг расстановки анкеров:

$$n_s = \frac{l_n \cdot \gamma \cdot n_n}{P_a}, \quad (4.3)$$

где  $n_n$  – коэффициент перегрузки ( $n = 1,2$ );  $P_a$  – прочность на сдвиг закрепленного в шпуре анкера, кН.

Расстояние между анкерами (м):

$$a_{max} = \sqrt{\frac{1}{n_s}}, \quad (4.4)$$

В случае малых размеров зоны интенсивно трещиноватых, нарушенных пород расчетный шаг расстановки анкеров  $n_s$  и расстояние между анкерами становится больше длины закрепленного участка анкера. В данной ситуации расстояние между анкерами определяется соотношением:

$$a_{max} = 0,7 \cdot l_a^1, \quad (4.5)$$

где  $l_a^1$  - активная длина анкера,

$$l_a^1 = l_n \cdot l_3, \quad (4.6)$$

Если известна величина зоны нарушенных пород для выбора параметров анкерного крепления необходимо определить только плотность расстановки анкеров, которая зависит от несущей способности анкера  $R_a$ . Для более точного определения несущей способности различных частей анкера, необходимо производить серию испытаний в натуральных условиях [7].

*3) Расчет параметров крепления, позволяющих обеспечить устойчивости подготовительной выработки, пройденной в массиве богатых железных руд.*

Для расчета параметров анкерной крепи подготовительных горных выработок и оценки изменения НДС вмещающего массива была использована численная модель, построенная методом конечных элементов. Геометрические параметры модели, порядок её построения и физико-механические свойства рудного и закладочного массива подробно рассмотрены в разделе 3.1.

Для учета изменений формирования напряженно-деформированного состояния массива вокруг подготовительных выработок, установка упрочняющей стеклопластиковой крепи моделировалась на этапе проходки горных выработок, учитывая таким образом нулевой отставание крепления.

По результатам численного моделирования обработки богатых железных руд выработками полигональной формы в нисходящем порядке с закладкой определено, что в рыхлых и средней плотности рудах обнажения очистных выработок не сохраняют устойчивое состояние. Зона предельного состояния вокруг подготовительной незакрепленной выработки имеет наибольший линейный размер равных высоте очистной выработки, что говорит от вероятности значительных вывалов со стороны сводовой части выработки (рисунок 4.8) [64].

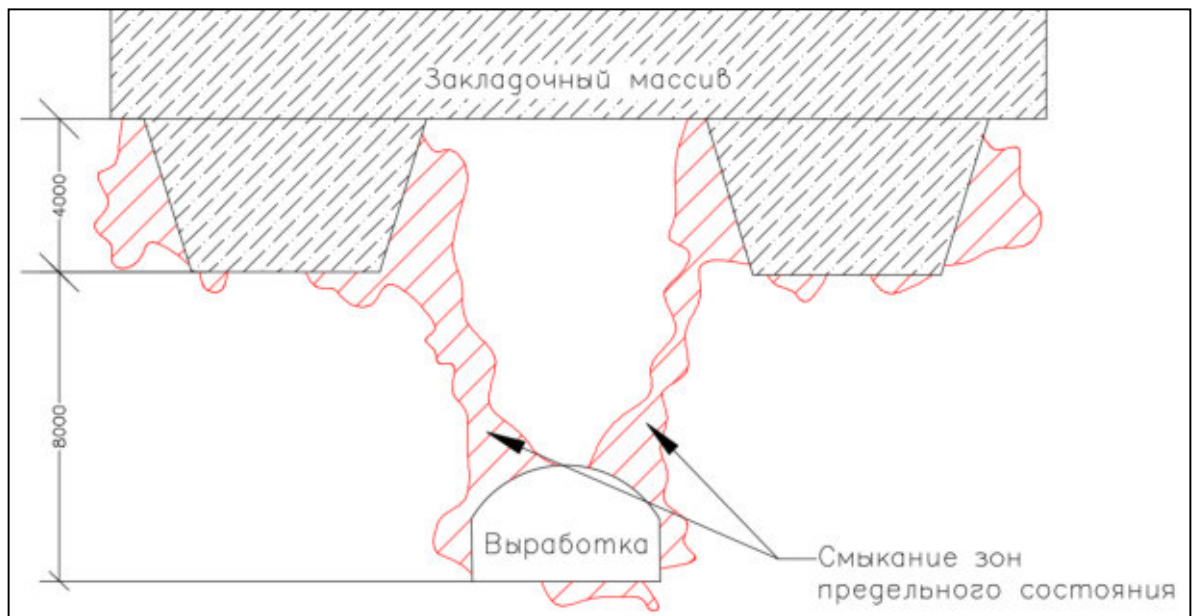


Рисунок 4.8 - Формирование зоны предельного состояния в кровле и боках незакрепленной подготовительной выработки второго слоя

Учитывая небольшой срок службы очистных и подготовительных выработок (не более 4 месяцев) обеспечивать устойчивость обнажений наиболее целесообразно путем установки стеклопластиковой анкерного крепления.

В численной геомеханической модели стеклопластиковые анкера заменялись упругими стержнями и закрепленными по всей длине, при этом характер контактных взаимодействий учитывал свойства твердеющего состава, удерживающего анкер в скважине. Длина стеклопластиковых стержней принята равной 2,2 метрам с радиусом 0,12м. Модулю Юнга стеклопластикового материала равен 40000 МПа, при значении коэффициента Пуассона 0,26. При этом за счет низкого сопротивления материала анкера на срез отсутствует возможность



повреждения рабочего инструмента комбайна при разрушении стеклопластиковых анкеров в процессе отработки смежных камер [95].

Расчет изменения конфигурации зон предельного равновесия вокруг подготовительных и очистных выработок произведен с учетом различного шага анкерование и физико-механических свойств вмещающего рудного массива.

График зависимости растягивающих напряжений, действующих в анкерном стержне в зависимости от количества установленных анкеров и расстояния от контура выработки представлен на рисунке 4.9.

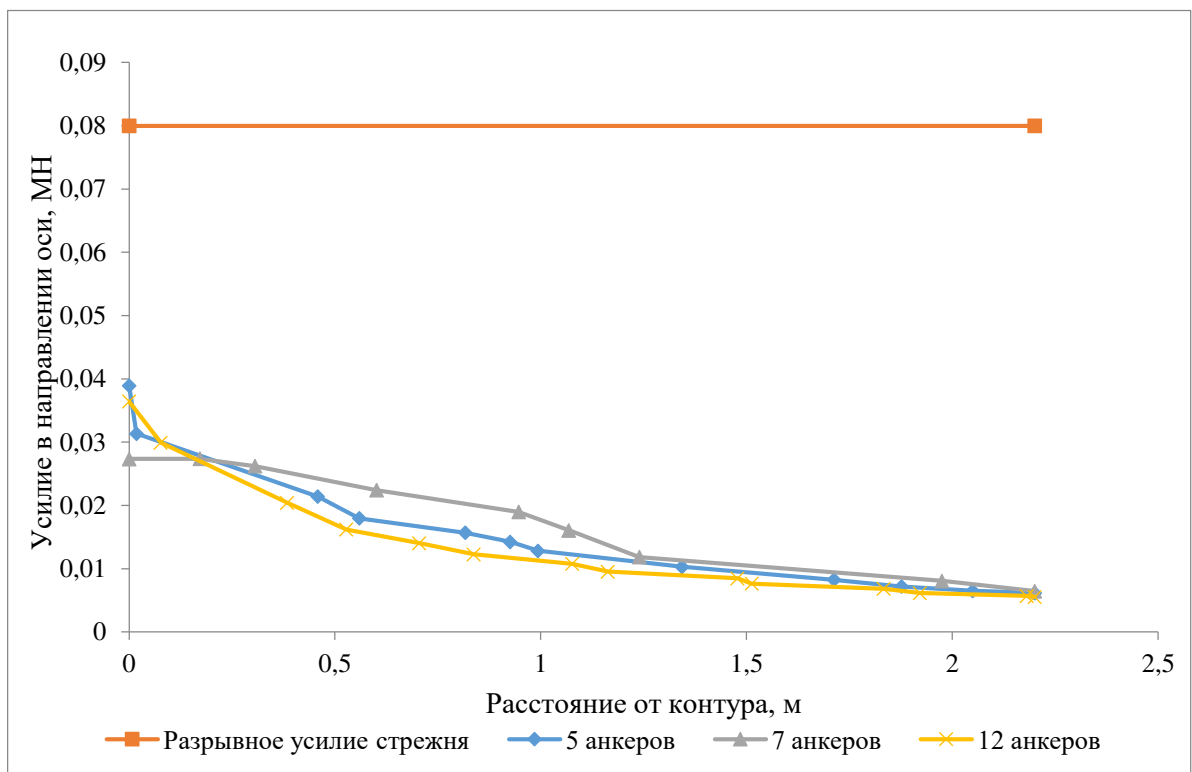


Рисунок 4.9 - Растягивающее осевое усилие, действующего в стеклопластиковом анкерном стержне

По результатам оценки влияния упрочняющей анкерной крепи на устойчивость рудных обнажений получены конфигурации зон предельного равновесия вмещающего массива вокруг подготовительной выработки, закрепленной 7 анкерами длиной 2,2м с шагом расстановки 1,0м (рисунок 4.10). Наибольший линейный размер зоны предельного состояния уменьшился до 0,35м

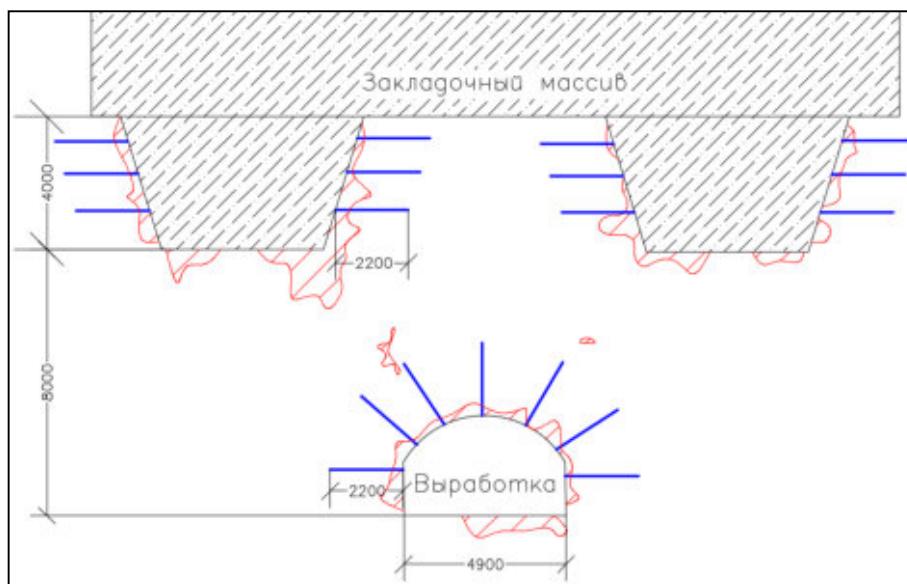


Рисунок 4.10 - Формирование зоны предельного состояния в боках и кровле подготовительной выработки второго слоя, закрепленной стеклопластиковыми анкерами

В результате моделирования установлено, что крепление кровли и бортов подготовительных выработок упрочняющей стеклопластиковой анкерной крепью позволяет уменьшить площадь зоны предельного равновесия в 2,77 раза, обеспечивая безопасность ведения горных работ и предотвращая вывалы горной массы.

В сочетании с анкерной крепью рекомендуется применять изолирующие покрытия, к примеру покрытие «Текфлекс». Прочность на разрыв данный тип цементно-латексного покрытия составляет 4,5 МПа. Материал позволяет сформировать на обнажении выработок комбинированное защитно-поддерживающее крепление, увеличивая устойчивость вмещающего массива за счет минимизации влияния выветривания (физического и химического), ограничения отслоения пород.

#### 4.4 Выводы по главе 4

1. Разработана плоская численная конечно-элементная модель массива, позволяющая прогнозировать формирование и изменение напряженно-деформированного состояния массива, вмещающего очистные горные выработки трапециевидной формы поперечного сечения. По результатам численного

моделирования обоснованы рекомендуемые параметры стеклопластиковой анкерной крепи подготовительных выработок, пройденных в массиве неустойчивых железных руд.

2. Основные преимущества стеклопластиковой анкерной крепи, рекомендуемой к установке: упрощенная транспортировка и монтаж за счет меньшего веса (масса в 5 раз меньше чем у металлических аналогов); низкая прочность стеклопластикового анкера на срез, что облегчает его разрешение при механизированной проходке горных выработок; увеличенный срок службы анкера за счет повышенной устойчивости материала анкера к воздействию внешней среде (коррозии).

3. Установлено, что по сравнению с незакрепленной выработкой крепление бортов и кровли подготовительной выработки стеклопластиковыми анкерами длиной 2,2 м с шагом расстановки анкеров 1,1x1,0 м позволяет снизить площадь зоны предельного состояния закладочного массива на 64 % (до величины 0,35 м).

4. Разработаны рекомендации по повышению устойчивости обнажений очистных и подготовительных выработок, учитывающие физико-механические свойства вмещающего массива, глубину ведения горных работ и мощность искусственной потолочины, прочностные и деформационные свойства стеклопластикового анкера.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертационная работа является завершенной научно-квалификационную работу, посвященной геомеханическому обоснованию параметров полигональных выработок при разработке месторождений неустойчивых железных руд.

Основные результаты выполненных исследований:

1. На базе анализа результатов исследований физико-механических свойств рудного массива и натуральных инструментальных наблюдений на станциях глубинных реперов выполнена оценка формирования напряженно-деформированного состояния железорудного массива и установлены формы потери устойчивости очистных и подготовительных выработок в виде отслоений и локальных вывалов по поверхностям сдвига.

2. Обосновано применение упругопластической геомеханической модели рудного массива и построены конечно-элементные модели для расчета напряженно-деформированного состояния рудного массива с применением программного комплекса Abaqus с учетом формы и геометрических размеров очистных выработок, физико-механических и прочностных свойств рудного и закладочного массива.

3. Выявлены закономерности формирования зон предельного равновесия вокруг выработок полигональной формы сечения с учетом изменения их геометрических параметров.

4. Установлены зависимости изменения размеров зон предельного равновесия вокруг выработок полигональной формы поперечного сечения от их геометрических параметров и прочностных свойств рудного массива. В рыхлых рудах зона предельного состояния распространяется на всю высоту очистной выработки. В гидрогематит-мартитовых рудах при высоте выработок 16 м и 12 м локальные зоны предельного равновесия имеют наибольшие линейные размеры соответственно  $0,7 \div 0,5$  м и  $0,3 \div 0,2$  м.

5. Обоснованы геометрические параметры очистных выработок полигональной формы поперечного сечения, обеспечивающие безопасную

разработку богатых железных руд и составлены рекомендации по повышению устойчивости приконтурной зоны массива с применением стеклопластиковой анкерной крепи.

6. Предложен способ разработки мощных крутопадающих месторождений неустойчивых железных руд на основе выполненного геомеханического обоснования (патент 2648371 опубл. 26.03.2018, Бюл. №9).

7. Составлены предложения по использованию результатов исследований проектными и производственными организациями при обосновании конструктивных параметров систем разработки с закладкой выработанного пространства и в учебном процессе при подготовке специалистов по направлению «Горное дело»

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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, / В.Н. Аллилуев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – №8. – С. 314-319.

2. Антонов Ю. Н., Синегубов В.Ю., Максимов А.Б., Синякин К.Г. Деформации рудного обнажения за крепью КМП-А3 в выработках, пройденных вприсечку к закладочному массиву // Труды 8-й Международной научно-практической конференции «Освоение минеральных ресурсов севера проблемы и их решения», Воркута. – 2010. – С. 174-179.

3. Антонов Ю.Н. Деформации рудного обнажения за крепью КМП-А3 в выработках, пройденных вприсечку к закладочному массиву / Ю.Н. Антонов и др. // Труды 8-й Международной научно-практической конференции «Освоение минеральных ресурсов севера проблемы и их решения». Воркута, 2010. - С. 174-179.

4. Антонов Ю.Н. Параметры полей напряжений в рудном массиве, вмещающем параллельные взаимовлияющие выработки // Записки Горного института, СПб.: РИЦ СПбГИ(ТУ), 2007. - Т 172, С. 29-32.

5. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. 271 с.

6. Безухов Н. И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. – М.: Высшая школа. – 1968. – 512 с.

7. Бокий Б.В., Зимица Е.А., Смирняков В.В., Тимофеев О.В. Проведение и крепление горных выработок. – М.: Госгортехиздат, 1963, - 558 с.

8. 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.

9. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. 270 с.



10. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений: Учеб. для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. . – М.: Недра. – 1994. – С. 382.
11. Бурчаков А.С. Краткий справочник горного инженера угольной шахты /А.С. Бурчаков и др. - 3-е изд., переработ. и доп. - М.:Недра, 1982. - 454 с.
12. 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.
13. 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.
14. 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.
15. Геология, гидрогеология и железные руды бассейна Курской магнитной аномалии (КМА). В 3-х томах / Ред. В.Д. Полищук. – М.: Недра, 1970. - Т. I. – 440 с.
16. Голик В.И. Повышение качества руд при подземной разработке месторождений с обрушением / В.И. Голик, В.И. Комащенко, И.И. Савин // Известия ТулГУ. – Тула.: ТулГУ. – 2016. – №4. – С. 153-167.
17. Дашко Р.Э. Инженерно-геологическая характеристика и оценка богатых железных руд Яковлевского рудника / Р.Э. Дашко // Записки Горного института. - СПб.: СПГИ (ТУ). – 2006. - Т. 168. - С. 97-104.
18. 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. - СПб.: СПГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 142-149.
19. 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. - СПб. СПГГИ(ТУ). - 2011. – Т. 190. - С. 78-85.

20. 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.

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

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

23. Железорудная база России / Под ред. В.П. Орлова, М.И. Веригина, Н.И. Голивкина. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – 842 с.

24. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг – М.: Недра, 1974. – 240 с.

25. Зотеев О.В., Макаров А.Б., Фаустов С.И. Проблемы отработки Яковлевского железорудного месторождения. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. УГГУ, Екатеринбург, 2008 г. т 8, 4-8 с.

26. Зубов В.П. Концепция отработки Яковлевского железорудного месторождения на участках богатых железных руд / В.П. Зубов, А.А. Антонов // // Записки Горного института. – СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 203-210.

27. 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. – СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2014. – Т. 207. - С. 26-32.

28. Зыков Д.Б. Геомеханическое обоснование типов и параметров крепи для крепления выработок в слабых рудах / Д.Б. Зыков // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). – С. 129-131.

29. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 528 с.
30. Инструкция по креплению очистных и подготовительных выработок в закладочном массиве на Яковлевском руднике. - СПб. - 2013 г. - 57 с.
31. 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.: СПГГИ (ТУ). – 1998. – 145 с.
32. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд: Учебник для вузов. – М.: Издательство Московского государственного горного университета. – 2005. – С. 542.
33. Котенков А.В. Камерна система разработки с закладкой для выемки руды в сложных горно-геологических условиях / А.В. Котенков // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург. УГГУ. – 2014. – №5. – С. 23-29.
34. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, Ю.И. Васильев и др. – Л.: Недра, 1968. – 279 с.
35. Кузнецов Г.Н., Ардашев К.А., Филатов Н.А. и др. Методы и средства решения задач горной геомеханики. М.: Недра, 1987. 248 с.
36. Литвиненко В.С. Разработка и внедрение экологически безопасных комбинированных технологий добычи и комплексной переработки руд, обеспечивающих ввод в эксплуатацию и освоение уникального Яковлевского месторождения богатых железных руд, / В.С. Литвиненко, Р.Э. Дашко, В.П. Зубов, А.Г. Протосеня, В.Л. Трушко // Приложение к «Запискам Горного института». – СПб. СПГГИ (ТУ). – 2007. - С. 1-23.
37. Мартыненко И.А. Параметры анкерной крепи / И.А. Мартыненко, И.А. Капралова, К.В. Кулинич // Горный информационно-аналитический бюллетень. Изд-во «Горная книга». - 2009. - № 12. - С. 278-280.
38. Матвеев А.В. Рациональные параметры поддерживающей крепи горизонтальных выработок / А.В. Матвеев и др. // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 191-195.

39. Милехин Г.Г. Система разработки с подэтажной отбойкой руды и закладкой в камерах ромбовидной формы: Учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – СПб.: Санкт-Петербургский горный ин-т, 1995. – 76 с.

40. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2005 году [Электронный ресурс], / ред. А.И. Варламов. – Электрон. текст. дан. – М. [б.и.], 2006. – Режим доступа: <http://www.mnr.gov.ru/regulatory/list.php?part=1257>, свободный.

41. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2012 году [Электронный ресурс] / ред. Д.Г. Храмов. – Электрон. текст. дан. – М.: [б.и.], 2013. – Режим доступа: <http://www.mnr.gov.ru/regulatory/list.php?part=1257>, свободный.”

42. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2014 году [Электронный ресурс] / ред. Е.А. Киселев. – Электрон. текст. дан. – М.: [б.и.], 2015. – Режим доступа: <http://www.mnr.gov.ru/regulatory/list.php?part=1257>, свободный.

43. Обзор рынка черной металлургии [Электронный ресурс] – Электрон. текстовые дан. – Москва: [б.и.], 2015. – Режим доступа: <https://www2.deloitte.com/ru/ru.html>, свободный.

44. Огородников Ю.Н. Устойчивость горизонтальных выработок в рудах Яковлевского рудника / Ю.Н. Огородников, Д.Б. Зыков // Известия Тульского государственного университета. - Тула: Тульский государственный университет. - 2003. - № 5. - С. 200-203.

45. Оценка напряженно-деформированного состояния очистных камер при разработке Яковлевского месторождения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле, Тула, 2016, №4, с. 229-234.

46. Павлов, И.Н. Гидрогеологические и инженерно-геологические условия железорудных месторождений Курской магнитной аномалии / И.Н. Павлов, С.П. Прохоров, Г.Г. Скворцов, Ф.И. Лосев. – М.: Гос. Науч. техн. изд. лит. по геологии и охране недр. – 1959, 321 с.

47. Пат. 2248448 Российская Федерация, МПК Е 21 С 41/22. Способ разработки мощных крутопадающих залежей слабых руд [Текст] / Трушко В.Л., Огородников Ю.Н., Протосеня А.Г.; заявитель и патентообладатель Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет). - № 2003135134/03, заявл. 02.12.03; опубл. 20.03.05, Бюл. № 8. – 9 с.

48. Патент РФ № 2012112768/03, 02.04.2012. Дик Ю.А., Котенков А.В., Танков М.С., Минин В.В., Кульминский А.С., Арестов О.Ю. Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами // Патент России № 2515285. 2014. Бюл. № 13, 7 с.

49. Пат. 2648371 Российская Федерация, МПК E21C 41/22, E21F 15/00, E21F 1/00. Способ разработки мощных крутопадающих месторождений неустойчивых руд / Трушко В. Л., Протосеня А.Г., Трушко О.В., Созонов К.В; заявитель и патентообладатель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет". — № 2016151923; заявл. 27.12.16; опубл. 26.03.18, Бюл. № 9, 9 с.

50. Пахалуев В.Ф. Перспективы применения анкерной крепи в рудных выработках Яковлевского рудника / В.Ф. Пахалуев, Ю.Н. Огородников, А.Б. Максимов // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 181-183.

51. ПБ 03-553-03. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Москва, 2003, 200 с.

52. Пирумов У.Г. Росляков Г.С., Численные методы газовой динамики: Учеб. пособие для студентов втузов. – М.: Высш. шк., 1987. – 232 с.: ил.

53. Полезные ископаемые Австралии и Папуа Новой Гвинеи [Текст]: в 2-х т. / ред. К. Найта; пер. с англ. Е.В. Бибиковой, Ю.С. Бородоева, Н.И. Еремин и В.С. Красновой, ред. В.И. Смирнова. – М.: Мир, 1980, 1 т., 658 с.

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

55. Попов М.Г. Исследование устойчивости горных выработок при проходке в условиях Яковлевского рудника // Известия Тульского государственного университета. Естественные науки, серия: «Науки о Земле», Тула 2009 г., выпуск 4, с. 149-152.

56. Потапенко В.А., Казанский Ю.В., Цыплаков Б.В., Гелескул В.Н., Карасев Ф.А., Суровский Б.М., Козлов М.А. Проведение и поддержание выработок в неустойчивых породах. – М.: Недра, 1990. 336 с.

57. Потемкин Д. А. Моделирование процессов сдвижения массива горных пород при нисходящем порядке отработки рудного тела Яковлевского месторождения// Записки Горного института, СПб.: РИЦ СПГГИ(ТУ). – 2007. – Т 168. – С. 137-141.

58. Потемкин Д. А. Плащинский В.Ф. Параметры поля напряжений в рудно-кристаллическом массиве до начала ведения горных работ// Записки Горного института, СПб.: РИЦ СПГГИ(ТУ). – 2006. – Т.168. – С. 123-126.

59. Протосеня А. Г., Синякин К.Г. Моделирование напряженно-деформированного состояния рудного массива в зоне влияния очистных работ // Записки Горного института, СПб.: РИЦ СПГГИ(ТУ). – 2011. – Т 189. – С. 240-243.

60. Протосеня А.Г. Геомеханическое обоснование параметров водозащитной потолочины и защитного перекрытия при освоении Яковлевского месторождения / А.Г. Протосеня, Д.А. Потемкин // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 127-137.

61. Протосеня А.Г., Трушко В.Л. Прогноз устойчивости выработок в низкопрочных железных рудах Яковлевского месторождения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 4. – С. 49-61.

62. РД 51-60-82. Породы горные. Инструкция по отбору, консервации и хранению керна. 1982, 29 с.

63. Сергеев С.В. Опыт разработки богатых железных руд Яковлевского месторождения КМА / С.В. Сергеев, А.И. Лябах, Д.А. Зайцев // Научные ведомости БелГУ. – Белгород.: НИУ «БелГУ» Издательский дом «Белгород». – 2011. – №3. – С. 200-208.

64. Сивцева А.И., Никонов Г.А. Обоснование возможности применения стеклопластикового анкера на горизонтальных горных выработках. Современное состояние и перспективы развития научной мысли. Уфа: АЭТЕРНА, 2015, с. 33-35.

65. Синегубов В.Ю., Попов М.Г. Исследование напряженно-деформированного состояния массива в забое выработки, пройденной в рыхлых рудах между двумя заложеными выработками // Известия ТулГУ. Науки о земле, 2011. Вып. 2, С. 184-192.

66. Сеницын А.В. Информация о результатах анализа состояния и развития отрасли черной металлургии государств-членов Евразийского экономического союза [Электронный ресурс]. – / А.В. Сеницын, А.С. Дегтярева – Электрон. текстовые дан. – Москва: [б.и.], 2015, 59 с.

67. Синякин К.Г. Моделирование напряженно-деформированного состояния массива вокруг выработки при слоевой системе разработки слабых руд // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, Екатеринбург, 2010, № 8, с. 71–75.

68. Синякин К.Г. Оценка вертикальных смещений рудного массива при ведении горно-строительных работ по созданию защитной потолочины // Известия Тульского государственного университета. Естественные науки, серия «Науки о земле». Тула, 2009 г., выпуск 4, с. 173-176.

69. Созонов К.В. Оценка напряженно-деформированного состояния очистных камер при разработке Яковлевского месторождения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле, Тула, 2016, №4, с. 229-234.

70. Созонов К.В. Повышение эффективности разработки богатых железных руд Яковлевского месторождения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле, Тула, 2017, №1, с. 153-159.



71. Созонов К.В. Технологии перехода от слоевой к камерным системам разработки с закладкой выработанного пространства // Технические науки - от теории к практике. 2016. № 58-1. С. 29-36.

72. Соколов И.В. Геотехнологические аспекты стратегии освоения крупных железорудных месторождений / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, Н.В. Гобов, К.В. Барановский, И.В. Никитин, Ю.М. Соломеин, А.А. Рожков // Проблемы недропользования. – Екатеринбург. Институт горного дела УрО РАН. – 2014. – №3. – С. 113-125.

73. Соколов И.В. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Сарбайского железорудного месторождения / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, И.В. Никитин, М.А. Широков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 4. – С. 58-65.

74. Стрелецкий А.В. Натурные наблюдения за устойчивостью горных выработок под защитным перекрытием Яковлевского рудника // Освоение минеральных ресурсов Севера проблемы и решения. Труды 11-ой Межрегиональной научно-практической конференции, Филиал Горного университета «Воркутинский горный институт», Воркута. 2013 г., с. 192-196.

75. Тимофеев О.В. Способы обеспечения устойчивости горных выработок / О.В. Тимофеев // Записки Ленинградского горного института. - 1975. - Т. 67. - С. 72-81.

76. Трушко В.Л. Геомеханические и гидрогеологические проблемы освоения Яковлевского месторождения / В.Л. Трушко, А.Г. Протосеня, Р.Э. Дашко // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2010. – Т. 185. - С. 9-18.

77. Трушко В.Л. Комплексная переработка богатых железных руд / В.Л. Трушко, В.Б. Кусков, Я.В. Кускова // Обогащение руд. – М.: Руда и Металлы. – 2014. – №1. – С. 39-43.

78. Трушко В.Л. Обеспечение устойчивости подготовительных выработок при разработке Яковлевского месторождения / В.Л. Трушко, К.В. Созонов // Естественные и технические науки, М, 2016 г., №6, с. 63-67.

79. Трушко О.В., Стрелецкий А.В. Анализ результатов геомеханического мониторинга за состоянием рудной потолочины при отработке Яковлевского железорудного месторождения // Освоение минеральных ресурсов Севера проблемы и решения. Труды 11-ой Межрегиональной научно-практической конференции, Филиал Горного университета «Воркутинский горный институт», Воркута. 2013 г., с. 200-204.

80. Урдубаев Р.А. Подземные горные работы в АО «ССГПО» / Р.А. Урдубаев, С.В. Верин, Р.В. Шихаметов // Горный журнал. – М.: Руда и Металлы. – 2014. – №6. – С. 32-37.

81. Устюгов Д.Л. Постоянно действующая гидродинамическая модель первой очереди отработки Яковлевского месторождения: основная цель и пути решения / Д.Л. Устюгов // Записки Горного института. - СПб.: СПГГИ(ТУ). - 2006. – Т. 168. - С. 159-164.

82. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М., «Недра». – 1976. – 272 с.

83. Чайкин С.И. Типы текстур железистых кварцитов КМА, характер изменения в разрезе и по формационному профилю. Геология рудных месторождений. Т. XXI, сентябрь - октябрь, Изд. Наука, М., 1979, с. 121-129.

84. Чирков Ю.И. Подземная разработка мощных железорудных месторождений / Ю.И. Чирков, А.Р. Черненко. – М.: Недра, 1985. – С. 239.

85. 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.

86. ABAQUS Online Manuals. Release 6.8. Getting Started with Abaqus. 645 p.

87. 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.

88. Barton N. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions (2013). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 5 (4), pp. 249-261.
89. 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*, Number 48, Volume 15, 2018, pp. 91 - 98. DOI <https://doi.org/10.21660/2018.48.26210>.
90. Hoek E., Diederichs M.S. Empirical estimation of rock mass modulus (2006) *Int J Rock Mech Min Sci*, 43(2), pp. 203-215.
91. Hudson J. A., Harrison J.P. *Engineering rock mechanics an introduction to the principles*. 2000. 458 p.
92. Ian Gray, Xiaoli Xhao, 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.
93. Jaeger J.C., Cook N.G.W., Zimmerman R.W. *Fundamentals of rock mechanics: 4th edition* (2007) London, 608 p.
94. Pariseau W.G. *Design Analysis in Rock Mechanics*. 2007. 560 p.
95. 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 / *EasternEuropean J. Enterp. Technol.* № 6, V 7, 2017. pp. 11 - 18. DOI <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2017.116692>.
96. Sozonov K.V. Stableness improvement of the excavations during the chamber-and-pillar development of Yakovlevsky Deposit reserves. *Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses: Proceedings of the 2018 European Rock Mechanics Symposium*. Volume 1. pp. 1653-1657.
97. Trushko V. L., Protosenya A. G., Dashko R. E. Geomechanical and hydrogeological problems of the Yakovlevsky Deposit development / *Saint-Petersburg, Zapiski Gornogo instituta*, Volume 185, 2010, 9–18 pp.
98. 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. 11153-1.

99. Trushko, Vladimir & Protosenya, Anatoliy. (2015). Geomechanical Models and Prognosis of Stress-strain Behavior of Rock Ore in Development of Unique Deposits of Rich Iron Ores Under Water-bearing Formations. Biosciences, Biotechnology Research Asia. Number 12. pp. 2879-2888. DOI: <http://dx.doi.org/10.13005/bbra/1973>.

100. Tshibangu J.-P., Descamps F. The GPMs (UMons-Belgium) device for investigating the mechanical behavior of materials subjected to true triaxial compression. Geomechanics Research Series. Volume 4. True triaxial testing of rocks. Ed. CRC Press. Taylor&Francis Group. 2012, p.51-60.