

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования «Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет)»

На правах рукописи

ДЕДЕГКАЕВА Нина Таймуразовна



**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ОСВОЕНИЯ НАРУШЕННЫХ СОВМЕСТНЫМ ВЛИЯНИЕМ ОТКРЫТЫХ
И ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ ЗАПАСОВ ТЫРНЫАУЗСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Специальность 2.8.8 Геотехнология, горные машины

Диссертация на соискание
ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:
д.т.н., доцент Стадник Д.А.

Владикавказ – 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	4
1 СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	9
1.1 Условия залегания месторождения	9
1.2 Обобщение опыта подземной разработки Тырнаузского месторождения	16
1.3 Анализ состояния технологии разработки запасов нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ	23
1.4 Обзор методик расчета параметров систем разработки с твердеющей закладкой при отработке сильно нарушенных руд	32
1.5 Цель, задачи и методы исследований	38
2 ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНО-ТЕКТОНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК И ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	40
2.1 Исследование структурных особенностей месторождения	40
2.2 Анализ тектонического строения месторождения	44
2.3 Исследование анизотропии и трещиноватости массива горных пород Тырнаузского месторождения	47
2.4 Геомеханические особенности отработки Тырнаузского месторождения	52
Выводы по 2 главе	59
3 РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОГЕННО НАРУШЕННЫХ РУД	61
3.1 Характер распределения напряжений в условиях разработки Тырнаузского месторождения	61

3.2	Закономерности взаимодействия твердеющего закладочного массива с вмещающими породами в ходе стадийной отработки месторождения	64
3.3	Моделирование напряженно-деформированного состояния рудовмещающего массива в зависимости от стадийности отработки запасов	68
3.4	Нормативная прочность закладочного массива	76
3.5	Исследование свойств материалов твердеющей закладочной смеси	78
3.6	Исследование составов закладочных смесей на основе отходов обоганительного производства	81
	Выводы по 3 главе	86
4	ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА СПОСОБОВ ОТРАБОТКИ УЧАСТКОВ РУД НАРУШЕННЫХ СОВМЕСТНЫМ ВЛИЯНИЕМ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	88
4.1	Проектная технология отработки месторождения	88
4.2	Определение устойчивых размеров стенок при сплошной выемке камер с твердеющей закладкой	90
4.3	Рекомендуемая технология отработки месторождения	93
4.4	Технология приготовления активированных твердеющих закладочных смесей	97
4.5	Оценка эффективности разработанных решений	100
	Выводы по 4 главе	102
	Заключение	103
	Список использованной литературы	105

Введение

Актуальность работы. Для реализации программных задач «Стратегии развития металлургической промышленности Российской Федерации на период до 2030 года» на Тырныаузском месторождении предусмотрено возобновление добычи вольфрама и молибдена, с вовлечением в отработку рудных залежей нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

Техническим проектом разработки месторождения и рабочей документацией по подземному руднику для отработки запасов предусмотрено применение камерно-целиковой системы разработки с твердеющей закладкой с использованием хвостов обогащения. Принятые в проекте параметры системы разработки базируются на данных накопленного опыта горных работ на руднике «Молибден» и инженерных расчетов, без учета особенностей деформирования массива горных пород под влиянием технологических процессов совместной открытой и подземной разработки месторождения, что не исключает возможность образования зон обрушения, как в породах висячего бока так и в вышележащем рудо-породном массиве.

Повышение эффективности и безопасности разработки мощных крутопадающих месторождений на основе обоснования параметров сплошной камерной системы разработки с твердеющей закладкой, с учетом особенностей деформирования массива горных пород под влиянием технологических процессов совместной открытой и подземной разработки, является важной и актуальной задачей.

Цель работы – обоснование параметров подземной геотехнологии освоения нарушенных совместным влиянием открытых и подземных работ запасов месторождения, обеспечивающих эффективность и безопасность разработки мощных крутопадающих рудных тел.

Идея работы – повышение эффективности и безопасности подземной отработки мощных крутопадающих месторождений сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства достигается выемкой запасов под защитой ранее сформированного массива из твердеющей

закладки с уклоном на рудное тело в условиях недостаточной устойчивости горных пород вследствие их нарушенности совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

Задачи исследования:

- анализ мировой и отечественной горнорудной практики разработки мощных крутопадающих месторождений;
- изучение инженерно-геологических особенностей месторождения в проектных границах ведения подземных горных работ и в карьере.
- районирование месторождения на основе оценки интенсивности вертикальных сдвижений блоков и трещиноватости рудовмещающего массива;
- исследование влияния порядка отработки камер на особенности деформирования закладочного массива;
- обоснование параметров технологии подземной разработки запасов руд, нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ;
- разработка и оценка способов отработки запасов руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

Предмет исследования – технология подземной отработки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства.

Методы исследований включают анализ и оценку мировой и отечественной горнорудной практики разработки мощных крутопадающих месторождений; морфоструктурный и линеаментный анализ инженерно-геологических условий разработки месторождения, натурные исследования массива горных пород, физическое моделирование на эквивалентных материалах, исследования свойств и процессов формирования массива из твердеющей закладки, обработка и оценка результатов исследований.

Положения, защищаемые в работе:

- 1 Технологии отработки мощных крутопадающих месторождений сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного

пространства, в условиях недостаточной устойчивости горных пород, вследствие их нарушенности совместным влиянием открытых и подземных работ, позволяют вести выемку запасов очистных камер под защитой ранее сформированных с уклоном на рудное тело массивов из твердеющей закладки, что обеспечивает повышение эффективности и безопасности ведения горных работ, за счет повышения устойчивости формируемых горнотехнических конструкций действующим нагрузкам.

2. Формирование стенок заложенных твердеющей закладкой камер с углом наклона в сторону рудного тела равным 70-85 градусов обеспечивает равномерный характер распределения напряжений на контурах камер, снижает величину растягивающих напряжений, что позволяет повысить устойчивость искусственного и рудного массивов в рамках единой геомеханической системы.

3. Способ механоактивации твердеющих смесей с использованием отходов вольфрамо-молибденового производства в дезинтеграторах и вертикальных вибротельниках обеспечивает приращение прочности закладки на 0,9-1,2 МПа на 28 сутки твердения, в зависимости от цементно-хвостового соотношения.

Научная новизна работы:

1. Разработана и научно обоснована эффективная подземная геотехнология освоения участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ сплошными камерными системами разработки с формированием наклонных стенок заложенных твердеющей закладкой очистных камер с уклоном на рудный массив.

2. Выявлено, что параметры сдвижения подрабатываемого массива горных пород при сплошных камерных системах разработки с закладкой выработанного пространства по мере увеличения пролета подработки до 35-45 м и приближения очистных работ к границам прикарьерной зоны возрастают и подчиняется тренду с полиномиальным уравнением регрессии $V_0 = - 0,0016 L_0^5 + 0,0264 L_0^4 - 0,1986 L_0^3 + 0,657 L_0^2 - 0,905 L_0 + 0,4112$ (где L_0 – удаление от зоны очистных работ).

3. Установлено, что формирование поля напряжений при отработке рудной залежи сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного

пространства характеризуется концентрацией напряжений в зоне опорного давления и релаксацией напряжений в закладочном массиве, при этом величина коэффициента концентрации напряжений (K_H) зависит от удаления от зоны очистных работ (L_0) и описывается полиномиальным уравнением регрессии $K_H = -0,0005L_0^5 + 0,0114L_0^4 - 0,0789L_0^3 + 0,1647L_0^2 + 0,0234L_0 + 0,9919$.

4. Выявлены закономерности формирования закладочного массива с использованием активированных отходов вольфрамо-молибденового производства, включающие логарифмические зависимости прочности твердеющей смеси от цементно-хвостового соотношения и сроков твердения.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций обеспечиваются применением современных методов научных исследований, сопоставимостью результатов теоретических и экспериментальных исследований, их сходимостью с практикой разработки участков месторождений нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ системами разработки с закладкой выработанного пространства, корректностью применяемого математического аппарата.

Практическая значимость работы состоит в разработке и обосновании параметров технологических схем отработки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ сплошными камерными системами разработки с закладкой и формированием наклонных стенок очистных камер с уклоном на рудный массив, обеспечивающих безопасность и повышение эффективности горных работ.

Реализация работы. Основные положения диссертационной работы использованы при составлении проектной и рабочей документацией по отработке запасов Тырнаузского месторождения вольфрамо-молибденовых руд. Основные научные положения и технологические решения диссертации используются в учебном процессе ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело».

Личный вклад соискателя состоит в анализе и обобщении опыта отработки мощных крутопадающих месторождений, установлении геомеханических особенностей отработки месторождения и состояния геологических запасов, совершенствовании и обосновании параметров подземной геотехнологии выемки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ, составлении технологических рекомендаций по подземной разработке Тырнаузского месторождения вольфрамо-молибденовых руд с оценкой их эффективности.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы рассматривались на следующих конференциях и симпозиумах: VII Всероссийской научно-практической конференции «Исследование инновационного потенциала общества и формирование направлений его стратегического развития» (Курск, 2017 г.), Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, 2020-2023 гг.), II Всероссийской научно-практической конференции «Современные научно-технические и социально-гуманитарные исследования: актуальные вопросы, достижения и инновации» (Владикавказ, 2021 г.), II Всероссийской научно-практической конференции «Золото полиметаллы. XXI век: устойчивое развитие» (Челябинск, 2020 г.), ежегодных научно-технических конференциях СКГМИ (ГТУ) (Владикавказ, 2018-2024 гг.).

Публикации. Результаты диссертационной работы в достаточной степени освещены в 12 печатных работах, в том числе в 4 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий ВАК РФ, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из оглавления, введения, четырех глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 100 наименований, изложена на 115 страницах машинописного текста и содержит 55 рисунка и 30 таблиц.

1. СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Условия залегания месторождения

Месторождение расположено в долине реки Баксан в Кабардино-Балкарии, имеет сложное строение и связано с комплексом гранитоидов, образовавшихся в мезо-кайнозойское время.

Месторождение приурочено к Тырныауз - Пшекишской мобильной зоне, сложенной сильно метаморфизованными породами палеозоя и нижней юры, прорванными интрузивными телами разного состава и возраста. Выделяются руды: в скарнах (45%), скарнированных мраморах (32%), биотитовых роговиках и гранитоидах (21%), амфиболовых роговиках (2%). Геологическая карта месторождения приведена на рисунке 1.1 [34].

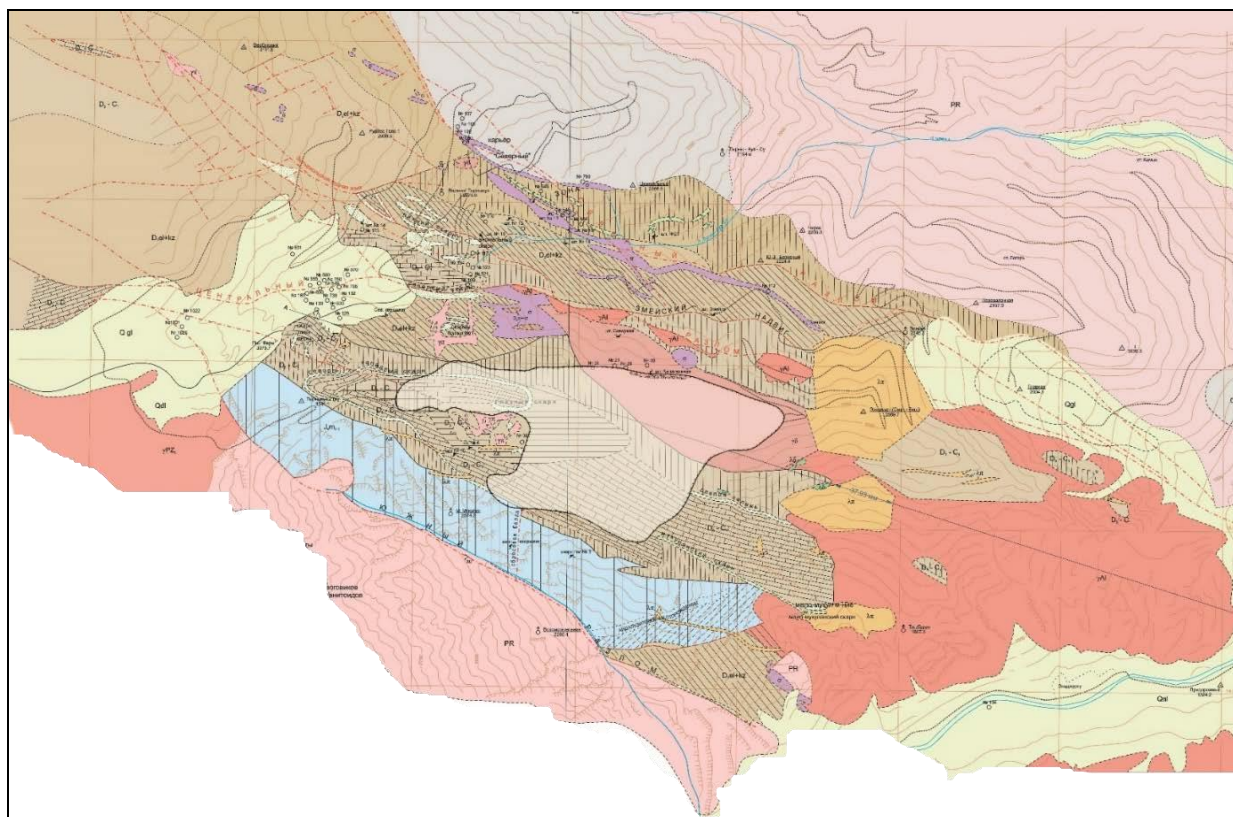


Рисунок 1.1 – Карта рудного поля

В стратиграфическом плане в строении месторождения (Рисунок 1.2) принимают породы девона, карбона, юры и четвертичные отложения. Все породы толщи в результате контактового метаморфизма превращены в биотитовые

роговики и мраморы, которые являются вмещающими породами рудных тел Тырныаузского месторождения. [39].

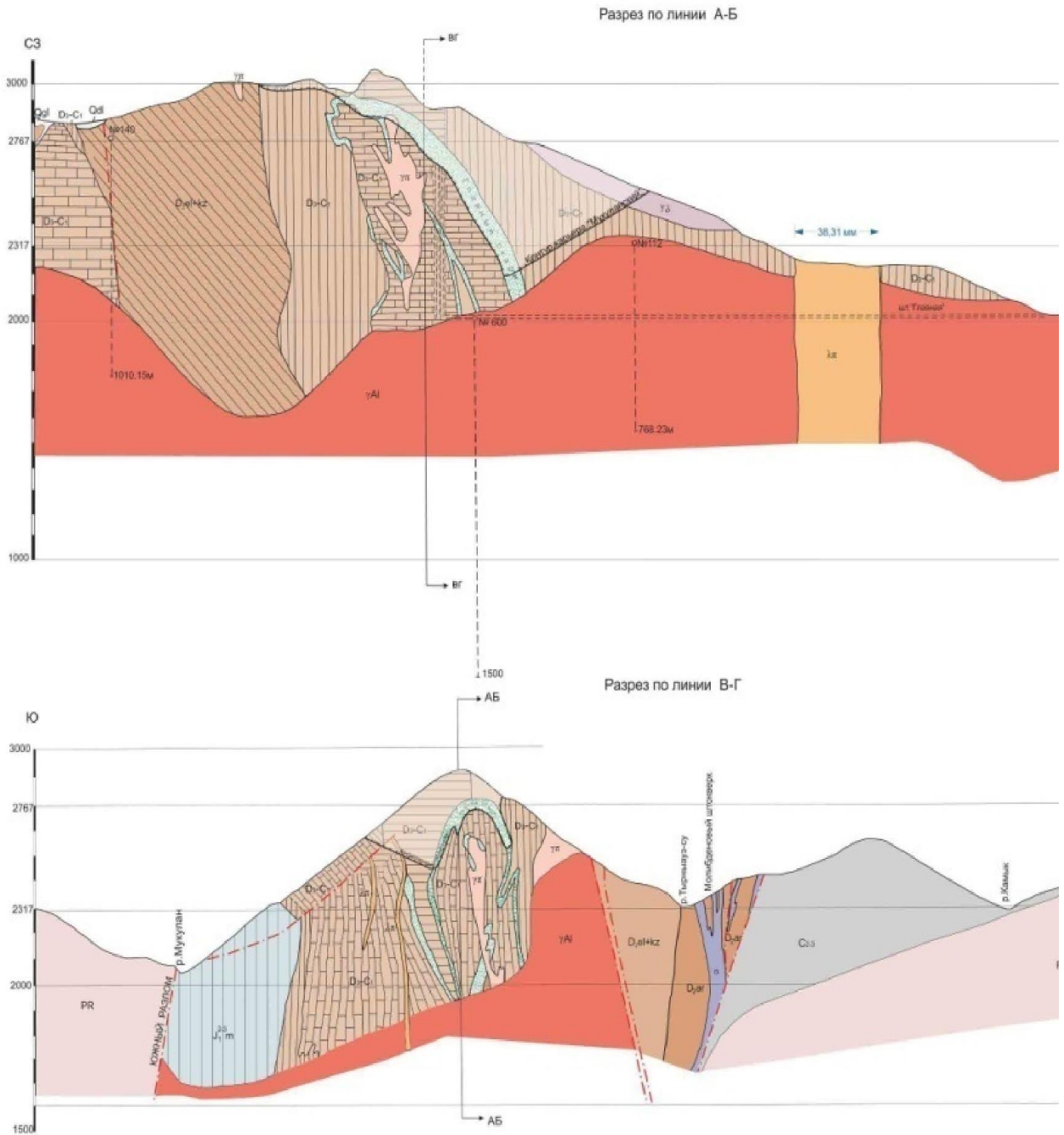


Рисунок 1.2 – Геологические разрезы Тырныаузского рудного поля

В структурном отношении месторождение и рудное поле входят в состав Тырныаузской мобильной зоны, ограниченной с севера и юга древними породами кристаллического фундамента Кавказа. На месторождении разведано 35 рудных тел. Из них 13 полностью отработаны, в том числе Центральный, Южный, и Мукуланские скарны, остальные 22 рассмотрены в подсчете запасов.

Распределение запасов вольфрама и молибдена по субъектам РФ отображено на рисунках 1.3 и 1.4 [34].



Рисунок 1.3 – Распределение запасов вольфрама по субъектам РФ, тыс. т



Рисунок 1.4 – Распределение запасов молибдена по субъектам РФ, тыс. т

Среди скарновых рудных тел наиболее крупными являются четыре: Слепая залежь, Главный скарна, Южная рудная зона и Рудное тело номер два. Остальные 11 рудных тел скарнов характеризуются сравнительно небольшими размерами.

Скарновые руды этот тип руды на месторождении имеет наибольшую ценность и составляет больше половины всех запасов руд. Руды представлены скарново-метасоматическими телами, содержащими вольфрамовое и молибденовое оруденения, за исключением рудного тела № 1, скарнов пика Веры и Северного скарна, в которых практически отсутствует молибден, но имеются другие попутные компоненты, такие как медь, висмут, золото и серебро. Основные рудные тела этого типа приурочены к контакту мраморов с биотитовыми роговиками, но некоторые из них залегают среди мраморов или внутри роговиковой толщи [57]. В состав скарновых рудных тел входит несколько разновидностей скарнов. В некоторых рудных телах встречаются тонкое чередование известковых и роговиковых скарнов. Все эти разновидности пород присутствуют почти во всех скарнах, но количество их в отдельных рудных телах разное.

Главный скарн является одним из основных межпластовых рудных тел месторождения. Это крупное рудное тело, имеющее в плане подковообразную форму, выпуклой частью обращенную на восток. В вертикальном сечении он имеет седловидную форму, крылья его на верхних горизонтах падают соответственно на север и на юг под углами 65-80°, а на нижних горизонтах падение крыльев меняются с юга на север и с севера на юг. Мощность рудного тела достигает максимума 100-120 м, в восточном его перегибе а к флангам постепенно уменьшается до 1,5-2 м в северо-западном и 5-10 м в юго-западном фланге. Фланги этой единой скарновой залежи выделены в самостоятельные рудные тела, получившие названия соответственно Юго-западный фланг и Северо- западный фланг. Условной границей между Главным и Северо-западным скарнами служит участок, где мощность рудного тела уменьшается до 1,5-2 м, а границей между Главным и Юго-западным флангом является место сочленения Апофизы с Главным скарном.

В состав рудного тела входят несколько минеральных разновидностей, такие как: скарны и пироксеновые роговики, образовавшиеся за счет изменения существенно глинистых пород (70%); «нерасчлененные» скарны, образовавшиеся

за счет изменения известково-глинистых пород (20%); «известковые» скарны, образовавшиеся за счет изменения известковых и глинисто-известковых пород (10%).

Из рудных минералов имеются шеелит, молибдошеелит и молибденит. Второстепенными минералами являются халькопирит, пирит, пирротин, сфалерит и реже галенит. Из вторичных минералов отмечаются повелит, реже молибдит и бурые охры железа. Основная масса полезных компонентов связана с зонами метасоматитов. Распределение вольфрама и молибдена в рудном теле неравномерное. Центральная мощная и южная части обогащены триоксидом вольфрама (до 0.6%), а к флангам содержание его постепенно уменьшается до 0.2%, содержание молибдена, наоборот, к флангам увеличивается. Содержание вольфрама и молибдена с глубиной увеличивается до гор. 2317 м, а ниже вновь уменьшается.

Главный скарн начали эксплуатировать с 1938 года, в настоящее время мощная часть скарна отработана практически полностью. На балансе сохраняется маломощный северо - западный фланг между горизонтами 2464 и 2165.

Юго-западный фланг по своим морфометрическим особенностям и характеру оруденения выделен из Главного скарна условно в отдельное рудное тело. Граница его с Главным скарном проводится в месте резкого уменьшения мощности скарновой залежи, западной границей его на средних и нижних горизонтах служит линия сопряжения со скарнами Слепой залежи, а на верхних горизонтах – тело лейкократовых гранитоидов. Юго-западный фланг является межпластовой залежью и приурочен к контакту однородных мраморов центра с южной полосой биотитовых роговиков, прослеживался он от выхода на поверхность до кровли Эльджуртинского гранита. Юго-западный фланг сложен теми же разновидностями скарнов, что и Главный скарн, но относительное количество пироксеновых роговиков в нем значительно меньше, а известняковых скарнов больше, чем в Главном скарне.

Рудное тело содержит вольфрамовое и молибденовое оруденение, которое распределено неравномерно. На верхних горизонтах и западном фланге

содержание триоксида вольфрама составляет до 0,2-0,3% и молибдена – 0,1-0,12%, на востоке и нижних горизонтах содержание триоксида вольфрама увеличивается до 0,5-0,7%, а молибдена, наоборот, уменьшается до 0,06% [1].

В настоящее время рудное тело отработано полностью до горизонта 2464 м. Слепая залежь наиболее крупный рудный участок месторождения. Качественная и количественная характеристика пород, слагающих Слепую залежь на контакте с однородными и слоистыми мраморами, существенно разная. Основной особенностью Слепой залежи на контакте со слоистыми мраморами является отсутствие литологической границы со стороны лежащего бока. Рудная минерализация в рудном теле распределено неравномерно. Для верхней части характерно бедное вольфрамовое и молибденовое оруденение. По направлению с запада на восток и с глубиной содержание триоксида вольфрама значительно возрастает более чем в два раза.

Верхние горизонты восточной части Слепой залежи отрабатывались карьером (выше 2317 м). Центральная часть Слепой залежи отработана до гор. 2464 м полностью, а ниже, до гор. 2165 м – частично системами с закладкой отработанных камер [27]. Рудные тела скарнированных мраморов, как правило, примыкают к скарновым рудным телам, залегая обычно в лежащем боку последних. Естественных геологических границ они не имеют и оконтуриваются по данным опробования. Два рудных тела этого типа – скарнированные мраморы Слепой залежи и Центра являются крупными, а остальные три - небольшими.

Скарнированные мраморы составляют примерно четверть всех запасов месторождения. Они представлены однородными и слоистыми мраморами, пересеченными скарновым жилами и полосами разного состава и различной мощности. Кроме скарбовых жил, среди скарнированных мраморов встречаются скарновым линзы небольшой мощности (до 10 м), образованные за счет первичных мергелистых прослоев в известняках.

Скарновые жилы имеют мощность от нескольких мм до 2-3 м. Во всех разновидностях скарновых жил молибденит приурочен к внутренней части пироксеновой зоны, а также встречается вместе с кварцем или гранатом в

центральной зоне жил. Подавляющее большинство скарновых жил и полосок в мраморах имеет залегание, согласное со слоистостью в мраморах. Физико-механические свойства массива горных пород месторождения приведены в таблице 1.1 [90].

Таблица 1.1 - Свойства массива горных пород

Наименование горных пород	Прочность, МПа		Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения	Модуль упругости, $E \times 10^{-4}$, МПа	Коэффициент Пуассона
	при сжатии	при растяжении				
Биотитовые роговики	93-132	4,5-14,5	39,0	35°48'	38,0-63,9	0,12-0,25
Роговики пироксеннизированные	102-236	6,7-15,0	37,5	33°12'	68,4-76,0	0,19-0,24
Гранат-пироксеновые скарны	215-490	6,1-11,8	35,0	38°12'	73,0-94,0	0,17-0,26
Скарнированные известняки	188-250	10,4-13,4	41,5	37°54'	78,0-80,0	0,17-0,21
Мраморы скарнированные	100-253	9,6-12,6	28,0	34°48'	90,4-150,0	0,20-0,26
Мраморы массивные	47-94	2,3-8,5	12,8-33,0	24°20'	47,0-66,6	0,28
Эльджуртинский гранит	193-198	4,1-5,3	23,0	39	64,3	0,31
Кварцевый плагиопорфир	42-221	7,8-9,6	-	-	38,4-57,5	0,15-0,23
Липарит	62-151	6,6-7,6	21,0	39°00'	53,5-53,9	0,25
Гранитоид	188-218	9,4-10,8	23,0	39°00'	42,0-61,6	0,18-0,30

Рудные тела Тырнаузского месторождения по условиям образования, составу вмещающих пород, вещественному составу руд, а также по содержанию полезных компонентов разделяются на три природных типа, а именно, скарновые вольфрам-молибденовые; скарнированные мраморы в основном с вольфрамовым оруденением; роговиковые, преимущественно молибденовые руды. Все они характеризуются, в различной степени, переменной мощностью и содержанием вольфрама и молибдена и поэтому, априори, не могут быть отнесены к рудным телам месторождений первой группы сложности геологического строения, а

также, вследствие своих довольно крупных размеров, к месторождениям четвертой группы.

1.2. Обобщение опыта подземной разработки Тырнаузского месторождения

Месторождение обрабатывалось открытым способом карьерами «Высотный» и «Мукуланский», и подземным способом ниже уровня шахтного поля карьера «Мукуланский» - рудником «Молибден». На подземном руднике запасы месторождений вскрыты штольнями и слепыми стволами на отметках 2015-2615 м. Применяли в основном этажно-камерную систему разработки (Рисунок 1.5) [94], реже подэтажного обрушения с отбойкой на «зажатую» среду.

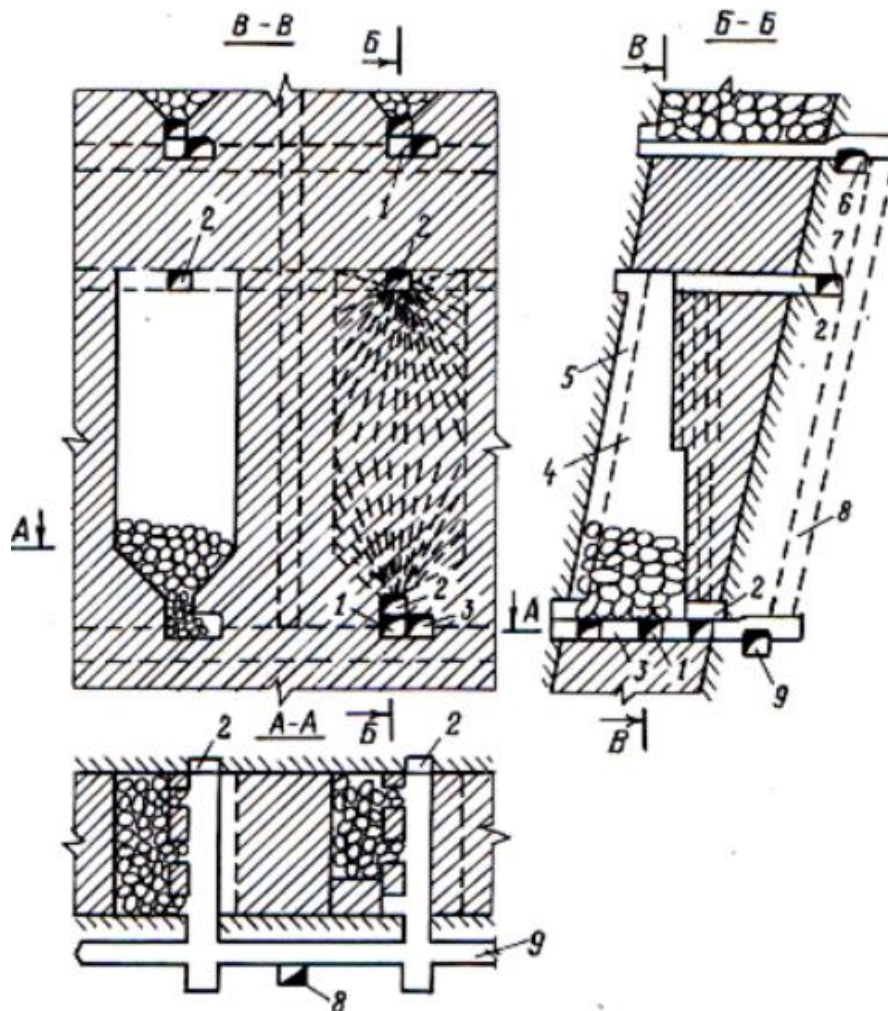


Рисунок 1.5 – Этажно-камерная система разработки: 1 - выпускные выработки; 2 - буровой орт; 3 - скреперный орт; 4. - камера; 5 - отрезной восстающий; 6 - вентиляционный штрек; 8 – восстающий; 9 – доставочный штрек

Длину блока при этажно-камерной системе принимали равной 60 м, ширину целиков 15 м, высоту этажа – 75-80 м. Подготовка блока заключалась в проведении двух полевых откаточных штреков бокам рудного тела и ортов через каждые 15м трех соединительных штреков. Нарезные работы включали проведение погрузочных заездов, буровых ортов, буровых штреков, отрезного восстающего и отрезной щели.

Руду в камере отбивали восходящими скважинами. Общее направление и порядок отбойки камеры определяли с четом схемы нарезки и способом выпуска руды. На выпуске руды применяли вибропитатели ВДПУ-4ТМ или скреперные установки. Основные технико-экономические показатели вариантов этажно-камерной системы разработки представлены в таблице 1.2 [20].

Таблица 1.2 - Показатели системы разработки

№	Показатели	Показатели при вариантах	
		с применением на выпуске руды ВДПУ – 4ТМ	с выпуском руды на горизонт скреперования
1	Запасы блока, тыс. т	180	180
2	Длина подготовительно-нарезных выработок, м/1000т	2,4	2,84
	в т.ч. в днище блока	0,75	1,07
3	Продолжительность отработки блока, мес.	8-10	10-12
4	Продолжительность подготовки блока, мес.	6	6
5	Месячная производительность блока, тыс. т	18	15
6	Удельный расход ВВ, кг/т		
	а) на первичную отработку	300-400	400-480
	б) на вторичное дробление	25-40	80-100
7	Производительность машиниста виброустановки (машиниста ПД-8), т/см	520	380
8	Производительность труда по системе, т/см	185	166
9	Разубоживание руды, %	10	12
10	Потери руды, %	5-7	6-8

Главные недостатки применяемых вариантов этажно-камерных систем связаны с ухудшением качества добытой руды при отработке междуэтажных и междукамерных целиков, проблемами управления состоянием устойчивости рудного массива.

При отработке слепой залежи на горизонте 2165 м применялась этажно-камерная система разработки (Рисунок 1.6). Из подэтажных выработок отрабатывались камеры и междукамерные целики с размерами по длине 20 м и высоте 80 м. Выработанное пространство заполняли сухой породной закладкой с последующей инъекцией песчано-цементным раствором [94].

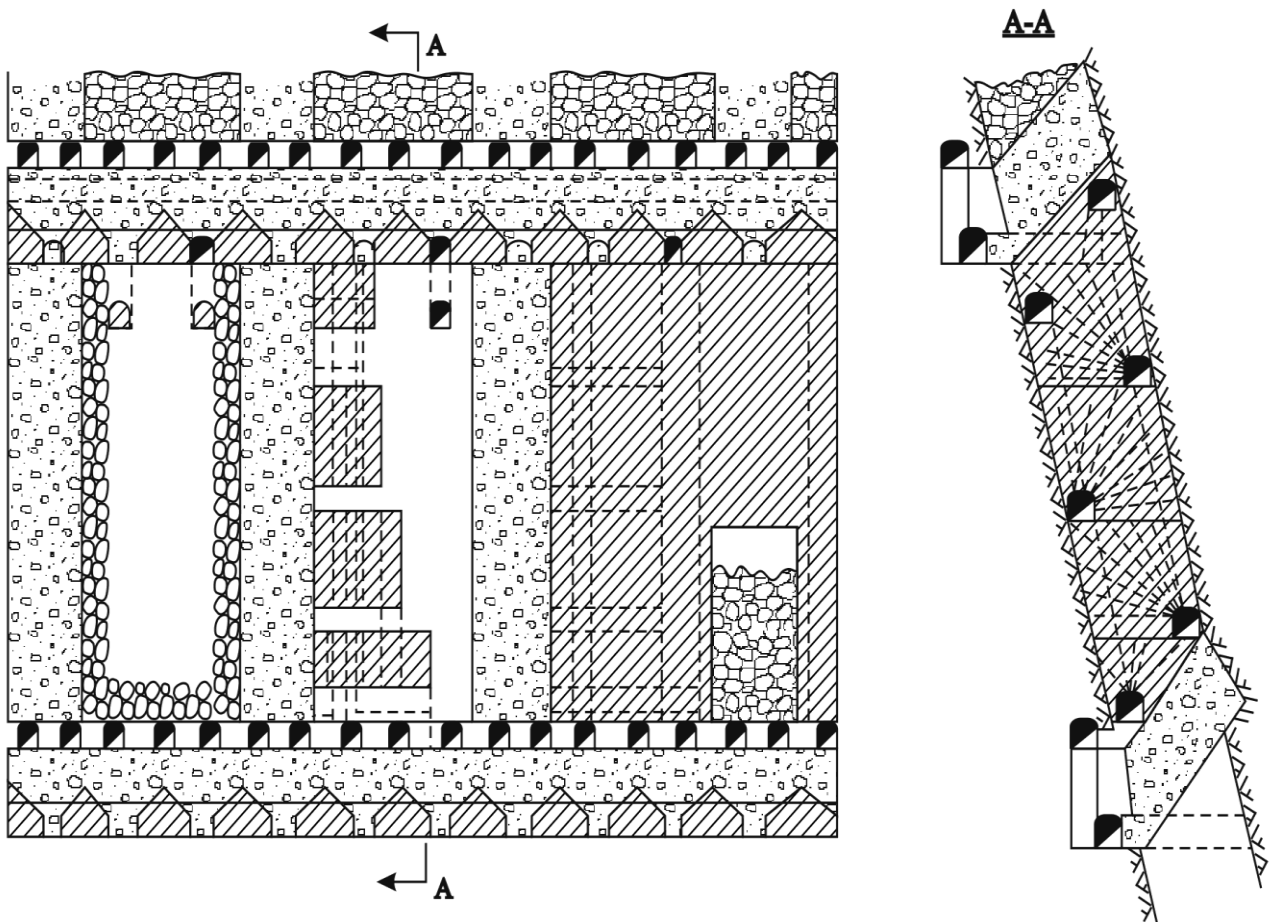


Рисунок 1.6 – Схема этажно-камерной системы разработки

В результате неполного заполнения камер закладочным материалом и последующей усадки сухой породной закладки произошло обрушение потолочины [90]. Для дальнейшей отработки запасов институтом «Гипроникель» была предложена закладка камер первой очереди твердеющей смесью (Рисунок 1.7) [90]. Результаты отработки блока на горизонтах 2167-2242 показали, что при

выемке вторичных камер, вследствие значительной высоты камер и низкой устойчивости искусственного массива, происходит разубоживание руды закладочным материалом, которое доходит до 10 % [90].

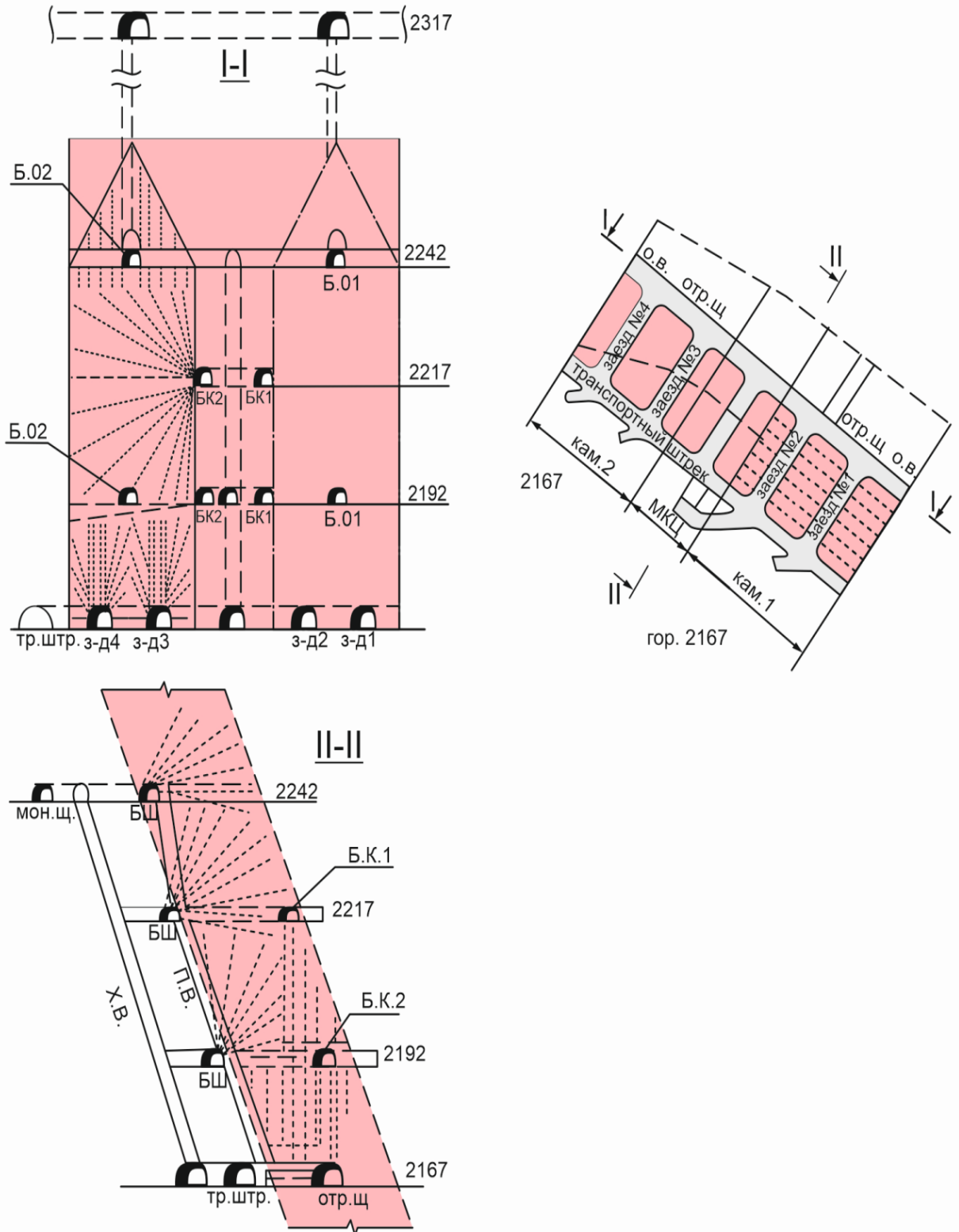


Рисунок 1.7 – Вариант системы разработки с комбинированной закладкой

Для повышения устойчивости стенок камер разработан способ с ромбовидными камерами (Рисунок 1.8) [90], в рамках которого опорную поверхность целика, расположенную на уровне кровли камер, принимают равной площади опорной поверхности почвы.

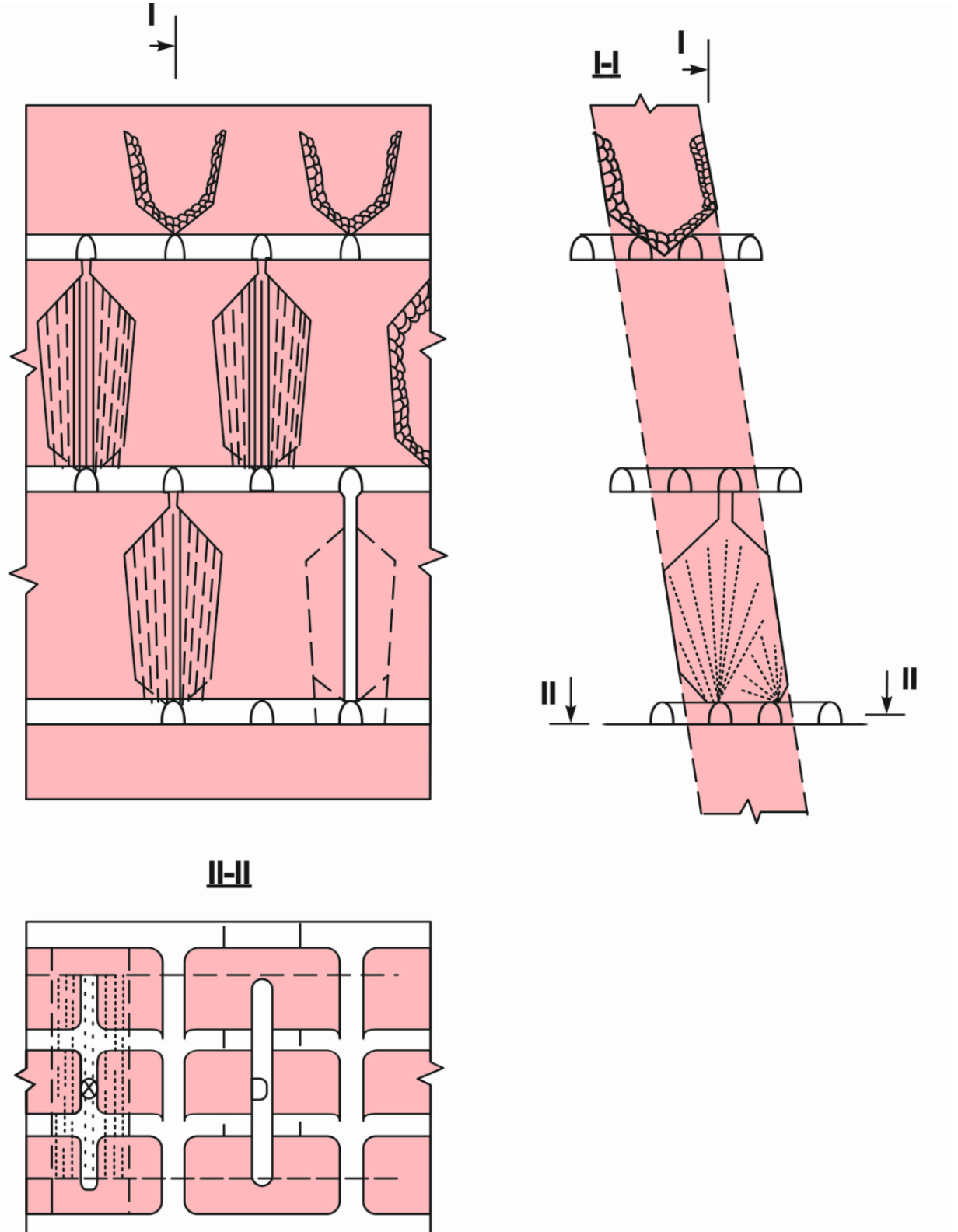


Рисунок 1.8 – Вариант системы разработки с ромбовидными камерами

Способ разработки с ромбовидными камерами, обеспечивает и ряд преимуществ при отработке первичных камер, однако при выемке целиков сопровождается ухудшением качества добытой рудной массы из-за засорения руды закладкой ранее заложенных камер.

Анализ опыта подземной разработки месторождения показал, что основном использовались варианты систем разработки с открытым выработанным пространством или с закладкой выработанного пространства несвязанным материалом (Рисунок 1.9).



Рисунок 1.9 – Типизация примененных систем разработки

В 2001 году, в связи с возникшими трудностями с реализацией продукции, производство на Тырнаузском горно-обогатительном комбинате начало сокращаться и комбинат был признан банкротом. Месторождение было законсервировано и горные работы прекращены.

Анализ практики подземной отработки Тырнаузского месторождения показал:

- концепция совместного открытого и подземного способа разработки запасов месторождения основывается на учете геодинамического изменения рудных массивов горных пород;

- образование пустот, в результате технологических изменений сопровождалось развитием критической деформации с разрушением массива, которая усиливалась непосредственной близостью расположения массивов в зоне влияния остаточных тектонических сил;

- заполнение пустот породами, обрушенного массива, не останавливало процессов разрушения, так как отсутствовал подпор сдвигающимся породам;

- разубоживание руд разрушенными породами вследствие деформации массива горных пород и отбойки на открытое выработанное пространство сопровождалось существенным ухудшением качества добытой руды;

- научно-технический прогресс в недостаточной степени коснулся горного производства, в частности, отсутствовали разработка и применение ресурсосберегающих технологий с заполнением выработанного пространства твердеющими смесями.

В соответствии с поручением президента РФ от 3 июля 2014 года Минкавказом России совместно с Государственной корпорацией «Ростех» ведется работа по реализации проекта, направленного на возобновление разработки Тырнаузского вольфрамо-молибденового месторождения.

В период с 2020 по 2022 год была разработана проектно-сметная документация, согласно которой дальнейшая отработка месторождения предполагается подземным способом с проектной годовой производительностью рудника составляет 1,5 млн т, поэтажно-камерными системами разработки с применением обратной закладки выработанного пространства

1.3. Анализ состояния технологии разработки запасов нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ

Технологии разработки с закладкой выработанного пространства запасов нашли наибольшее распространение при отработке участков руд залегающих в сложных условиях.

На руднике «Квемонт» (Канада) камеры отработывали системой подэтажных штреков с последующей закладкой из пирротиновых хвостов обогащения (Рисунок 1.10) [25].

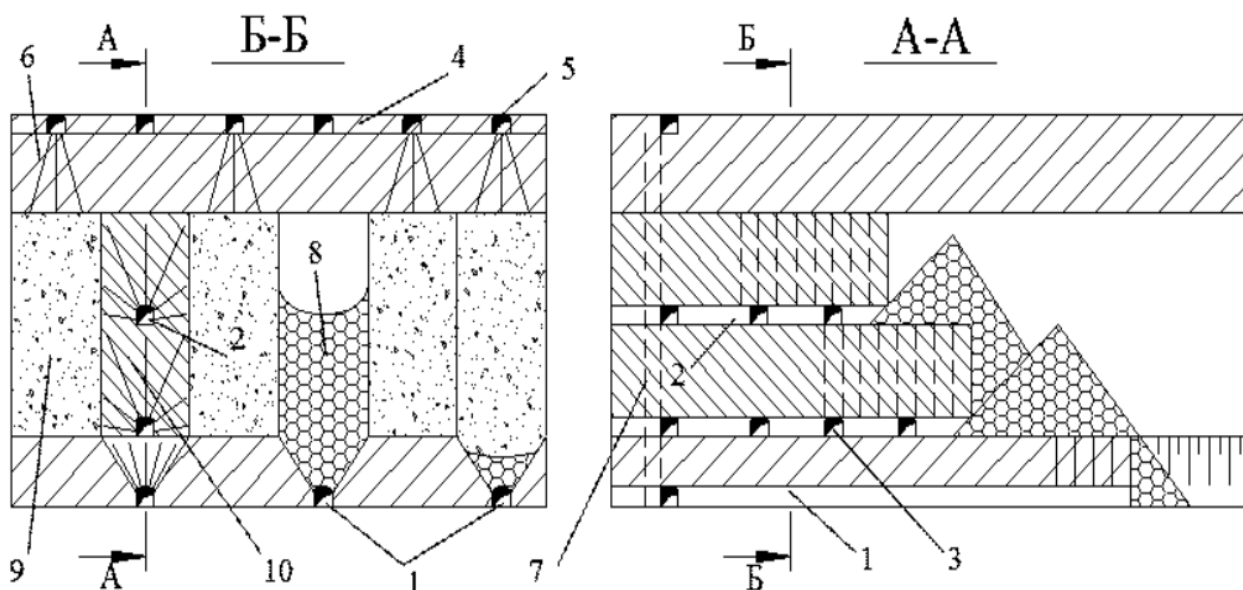


Рисунок 1.10 – Вариант система разработки на руднике «Квемонт»

Богатые пирротином хвосты обогатительной фабрики перемешанные под землей с гравием и дробленными породами подавали по трубам в отработанное пространство камер.

Для отработки Гайского месторождения применяют закладочные смеси на основе камерно-целиковую систему разработки (Рисунок 1.11) [75]. Ширина камер и целиков составляет 20 м, высота камер - 80 м, длина камер 70-80 м. Нормативная прочность закладки нижней части камер 5 МПа, а верхней - 3 МПа. Применяемые составы закладки характеризуются следующим расходом компонентов, в кг/м³: цемент – 30-40; доменный граншлак – 360; хвосты ОФ - 1100÷1400; вода – 460. Расход цемента изменяется в зависимости от требуемой прочности, весовой расход хвостов – от их плотности.

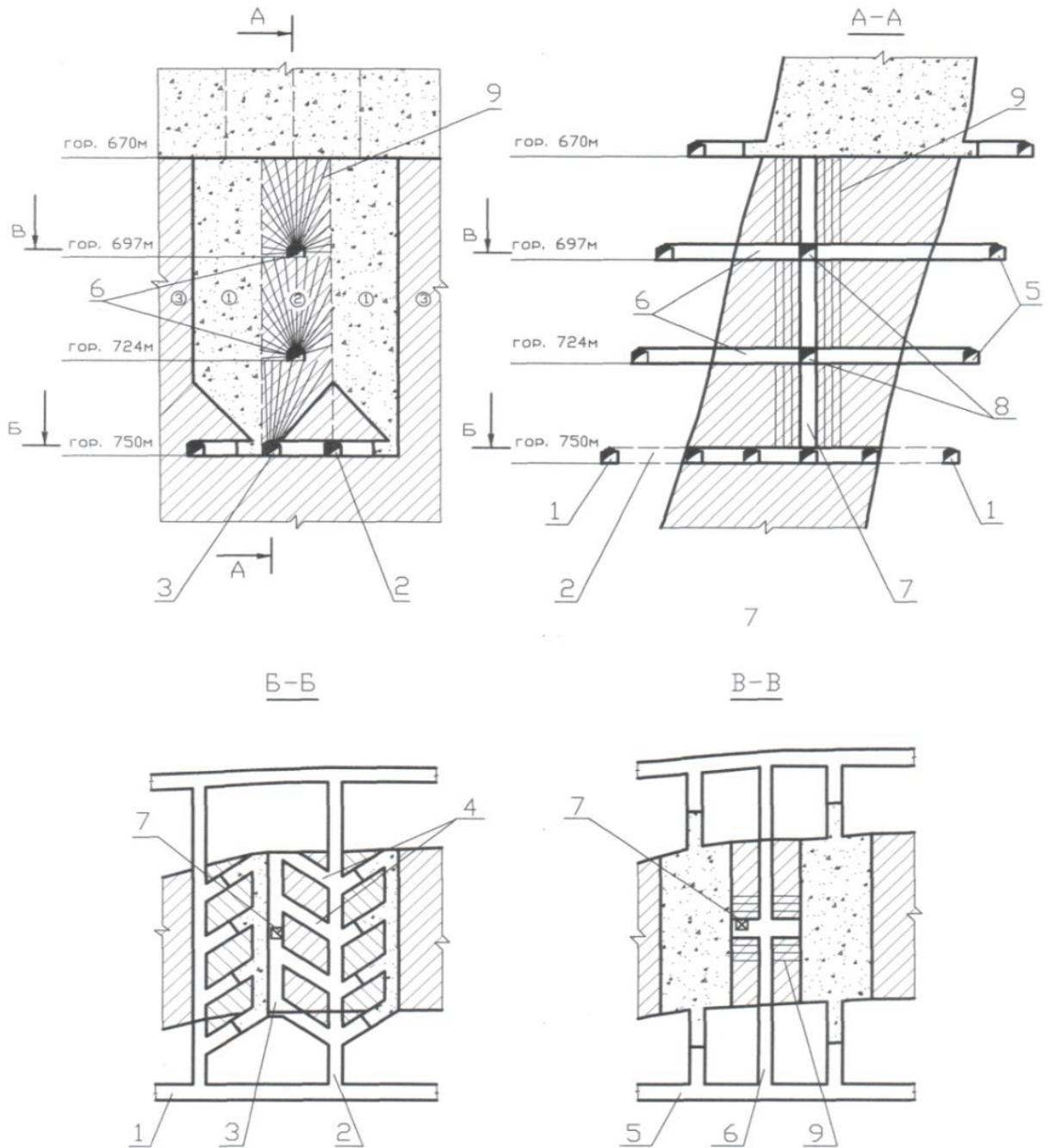


Рисунок 1.11 – Система разработки при отработке Гайского месторождения: 1 – 5 подготовительные выработки; 6 – 8 нарезные выработки буровые орты; 9 – веера скважин

На руднике «Скалистый» при отработке сильно нарушенных руд используют предварительную разгрузку массива путем сооружения защитного слоя (Рисунок 1.12) [25]. В качестве компонентов закладочных смесей используют шлака хвосты обогащения и цемент, со следующими нормативными характеристиками: днища и потолочины 3,5-4 МПа; верхняя часть камер – 1-1,5

МПа; остальные пустоты – 0,6-0,8 МПа.

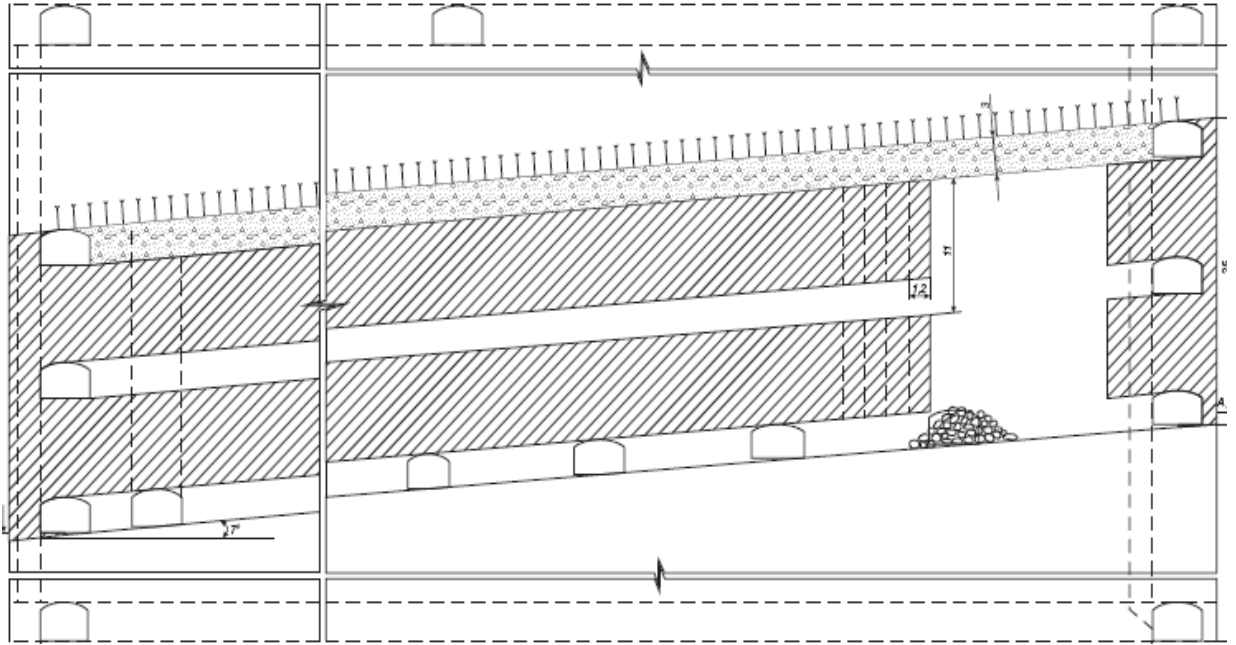


Рисунок 1.12 - Вариант отработки сильно нарушенных руд с предварительным сооружением защитного слоя

На руднике «Таймырский» применяют вариант слоевой системы разработки с закладкой пустот твердеющими смесями (Рисунок 1.13) [9]. Для разгрузки зоны очистных работ от напряжений используют предварительное бурение разгрузочных скважин в верхнем подкровельном слое [9].

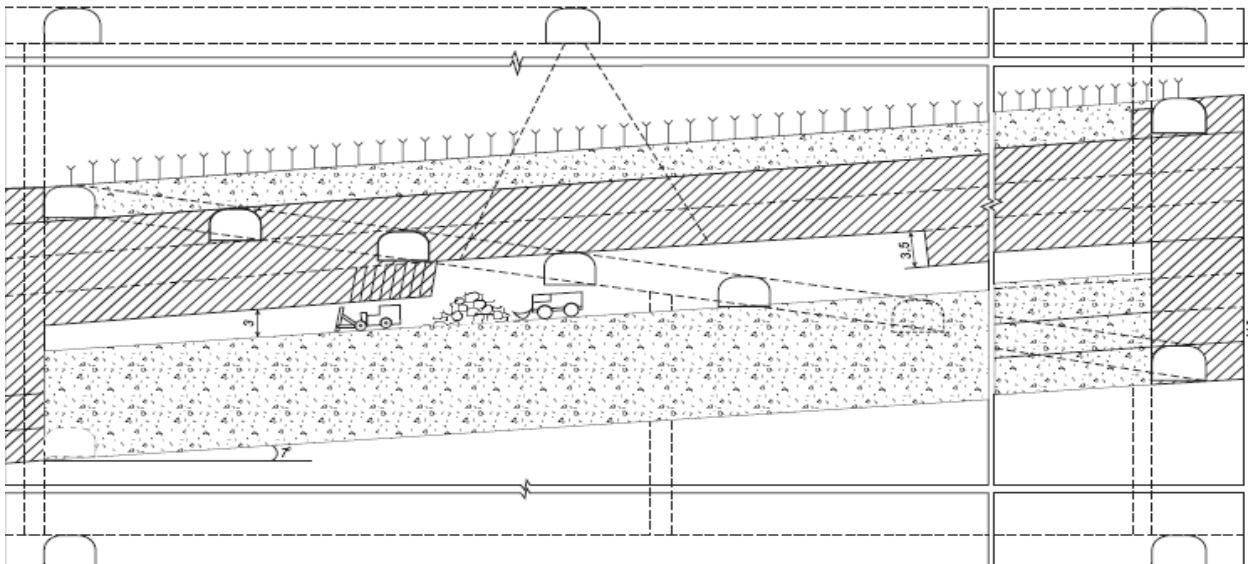


Рисунок 1.13 – Вариант слоевой системы разработки

При отработке Зырянского месторождения для уменьшения расходов на закладочные материалы заполнения вторичных камер производится породой от проходческих работ в комбинации с твердеющей закладкой (Рисунок 1.14) [77].

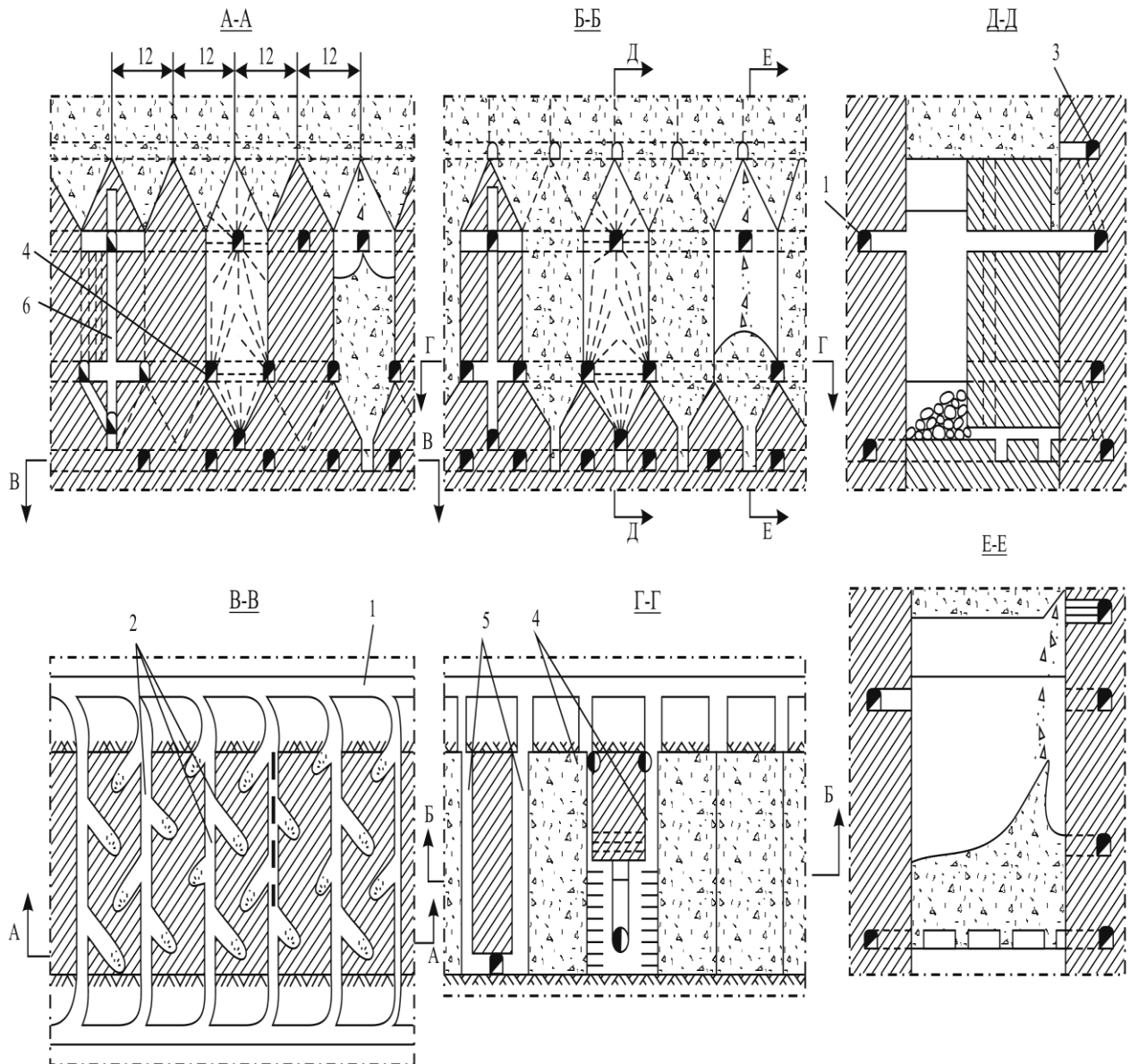


Рисунок 1.14 - Комбинация породной и твердеющей закладки

Из-за потери несущей способности из-за усадки породной закладки, которой заполняют вторичные камеры-междукамерные целики происходит обрушение боков и кровли выработанного пространства.

Для отработки одного из крупнейших железорудных месторождений Центральной России рекомендованы системы разработки с ромбовидными и трапециевидными камерами с укрепленной сухой закладкой (Рисунок 1.15,1.16). Для создания устойчивого массива из закладочных смесей торцам камер 1-ой очереди придается наклон до 70° . При формировании закладочного массива

производят отсыпку слоев сухой закладки и дальнейшего их укрепления твердеющим раствором.

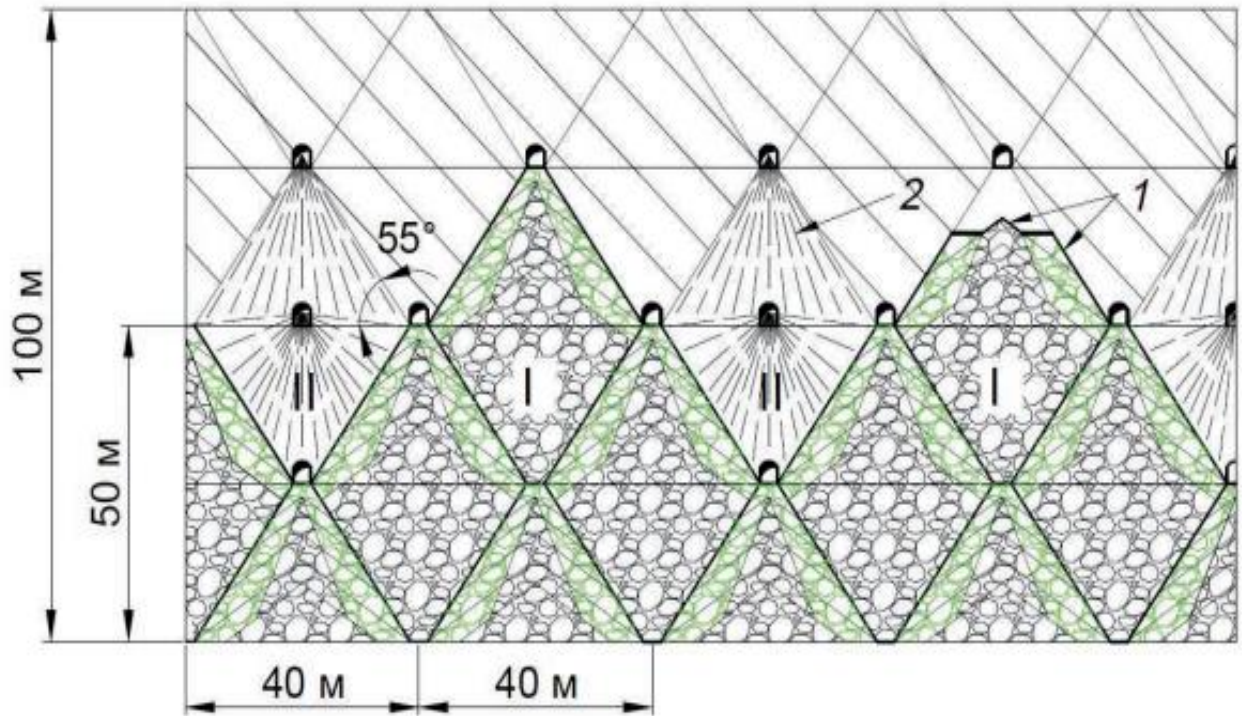


Рисунок 1.15 – Оработка запасов ромбовидными камерами

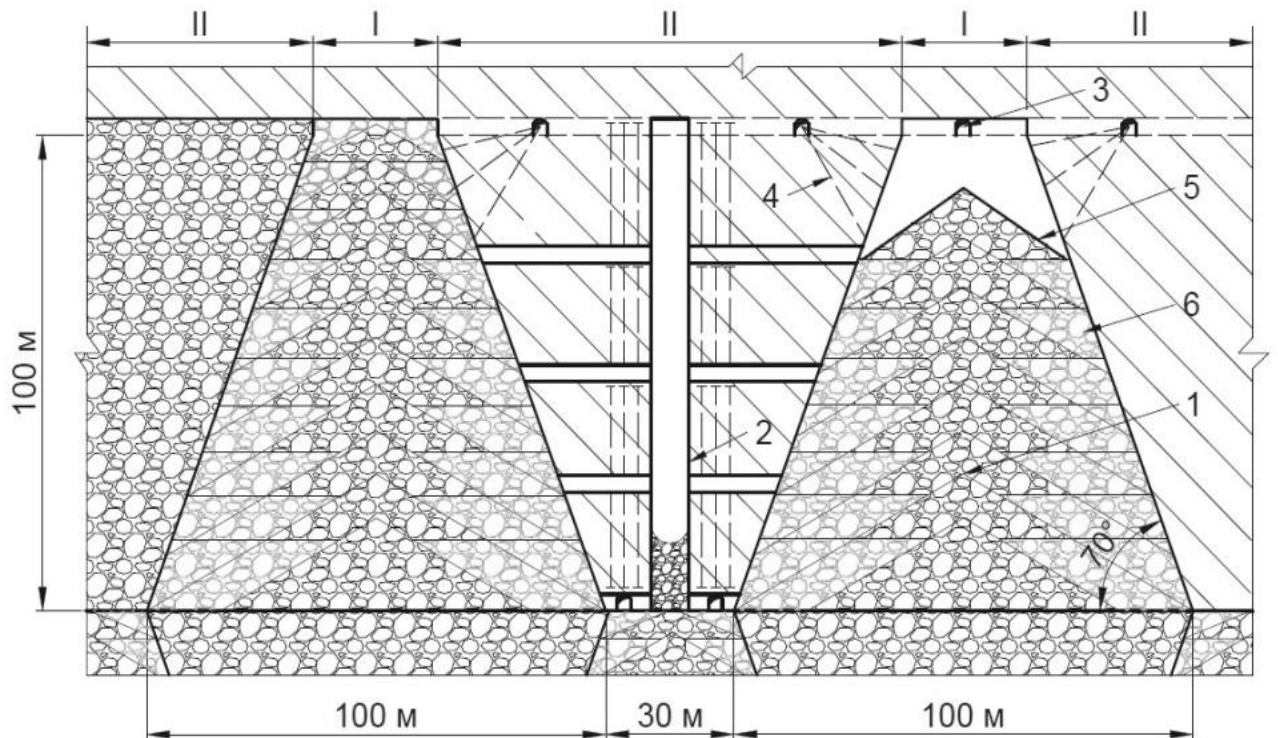


Рисунок 1.16 - Система разработки трапециевидными камерами

Комбинированные способы возведения искусственного массива из твердеющей закладки используют на руднике «Октябрьский» (Рисунок 1.17) [60].

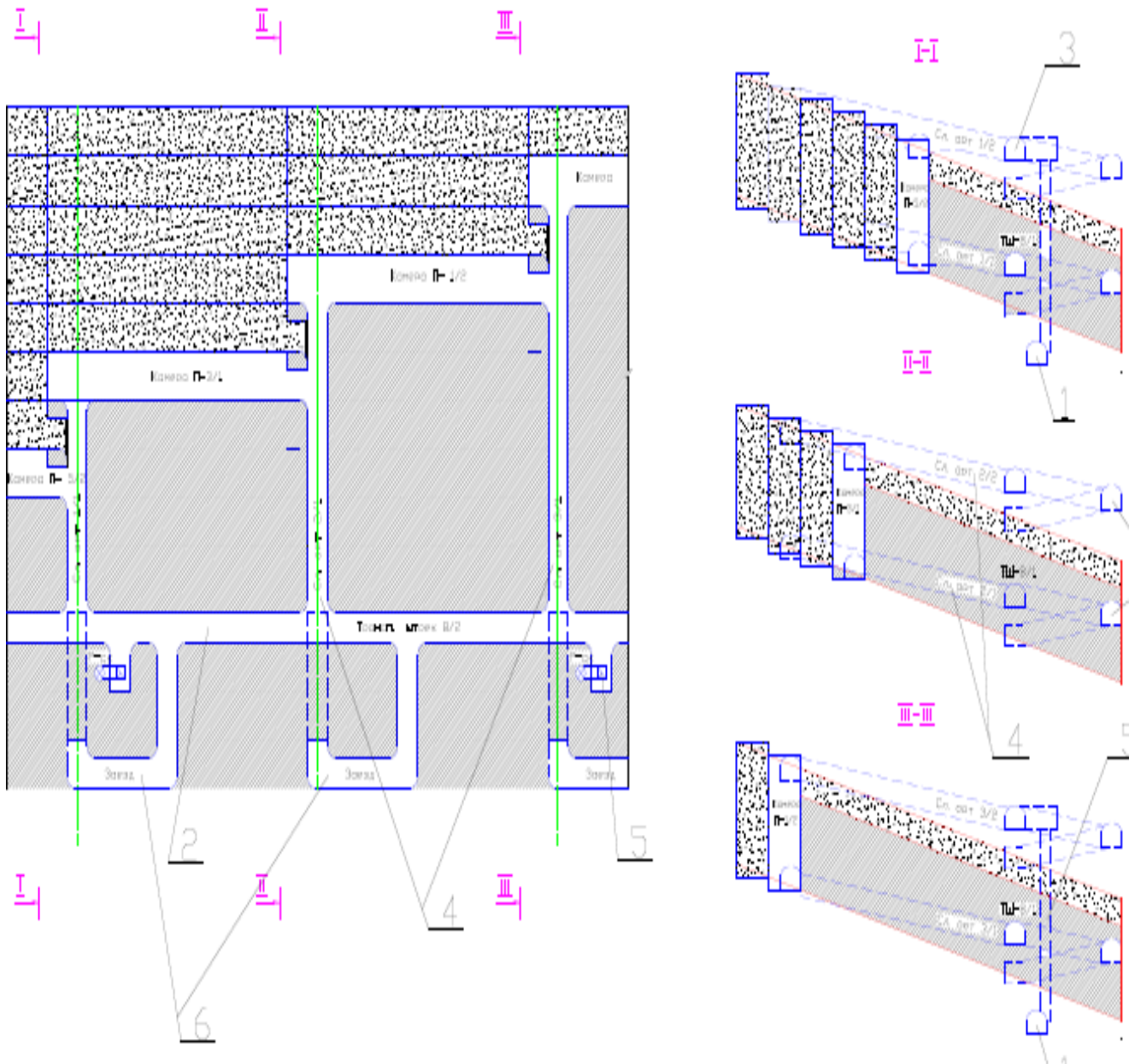


Рисунок 1.17 –Способ отработки неустойчивых руд на руднике «Октябрьский»

За счет изменения расхода вяжущего и использования разных марок закладочной смеси в выработанном пространстве формируют участки из твердеющей закладки с различной несущей способностью (Рисунок 1.18). По периметру очистной камеры создаются более прочные массивы, тогда как во внутренних зонах закладываемого пространства создаются менее прочные.

В настоящее время утилизация отходов горнорудного производства подземном выработанном пространстве является одним из главных направлений в горном деле, которая использует отходы в качестве сырья в производстве закладочных смесей.

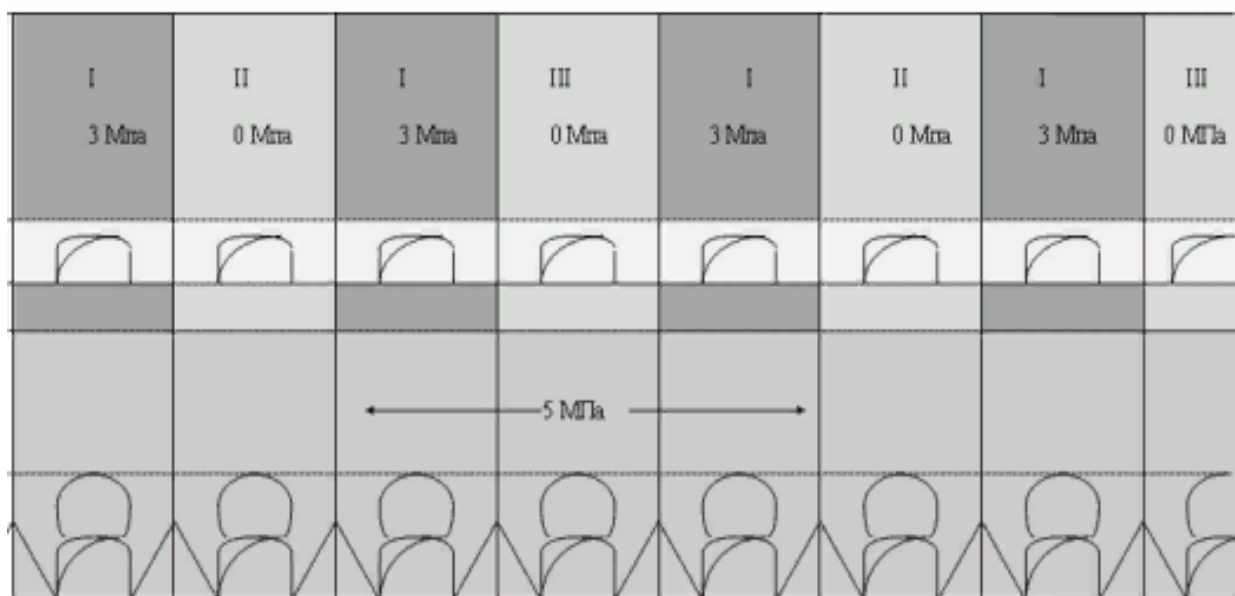


Рисунок 1.18 – Камерная система разработки с закладкой разнопрочными смесями

Состав закладочных смесей на рудниках ПАО «ППГХО»: цемент – 140-300 кг/м³, хвосты – 500 кг/м³, зола – 100-240 кг/м³, песчано-гравийная смесь – 1070-1120 кг/м³ и вода – 310-340 л/м³. Нормативная прочность составляет: несущий слой 2,5-9 МПа, заполняющий слой 1 МПа. [121].

На руднике «Комсомольский» отработку мощных пологопадающих ценных руд ведут системами с закладкой выработанного пространства шлако-хвостовыми смесями. Состав смеси включает: цемент – 190 кг/м³; хвосты обогащения – 760 кг/м³, гранулированный металлургический шлак – 760 кг/м³, вода – 450 л/м³, Нормативная прочность закладочного массива варьирует в пределах 0,4–5,0 МПа. [121].

Рудник «Малеевский» (Казахстан) разрабатывает полиметаллическое месторождение этажно-камерной системой с закладкой выработанного пространства (Рисунок 1.19) [11]. Расход инертных заполнителей имеет следующие показатели: средний расход цемента 160 кг/м³, расход хвостов – 1000 кг/м³, расход легкой фракции – 500 кг/м³, расход воды – 440 л/м³ при прочности закладки в камерах до 6,0 МПа.

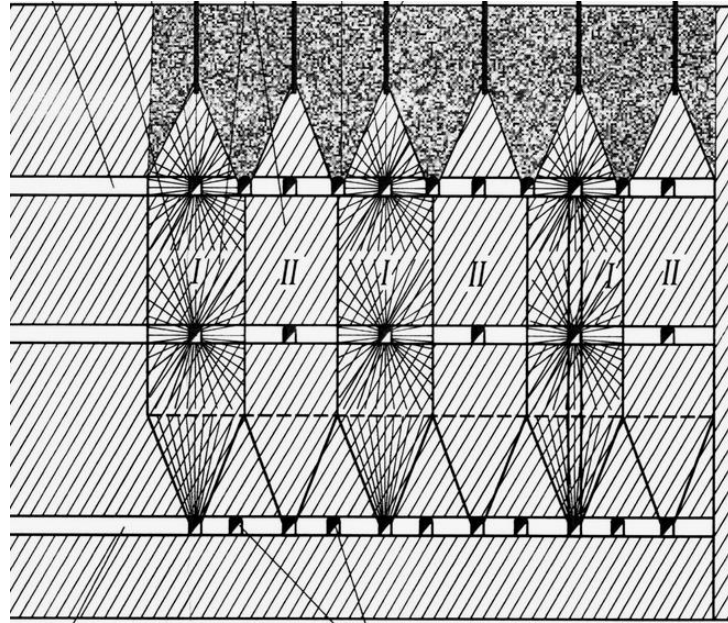


Рисунок 1.19 – Отработка запасов этажно-камерной системой с ромбовидными камерами на Малеевском руднике

На руднике «Скалистый» для снижения максимальных сжимающих напряжений в закладочном массиве вблизи контура камеры формируют стенки рудных камер в сторону выработанного и заложеной твердеющей закладкой пространства (Рисунок 1.20) [25].

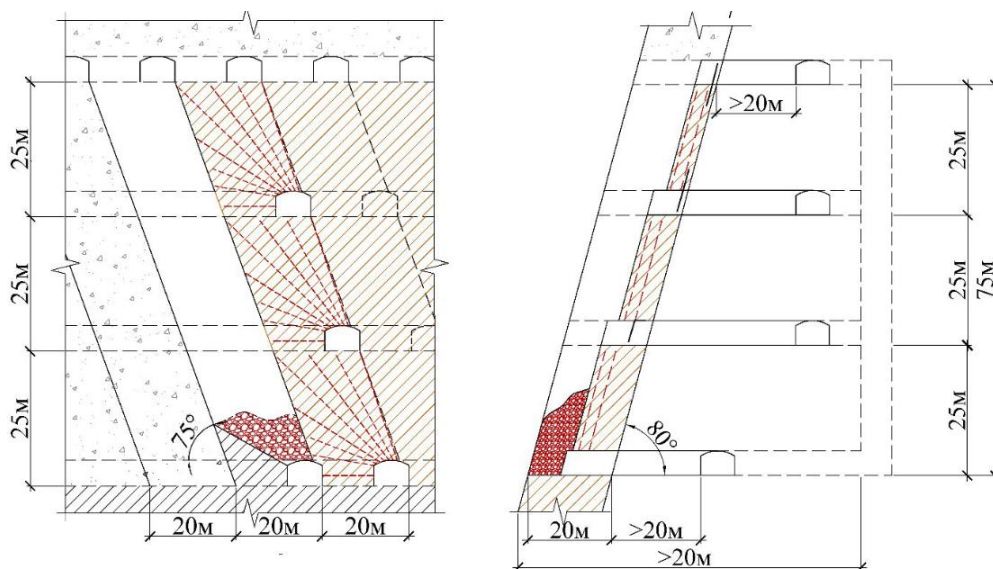


Рисунок 1.20 – Отработка запасов наклонными камерами на руднике «Скалистый»

Исследования показали [25], что в условиях отработки нарушенных руд в стенках рудных камер наблюдаются деформации, которые развиваются от основания камеры под углом сдвига массива.

Нормативная прочность и составы закладочных смесей, приготовленных с использованием хвостов обогатительного производства, некоторых рудников, представлены в таблице 1.3

Таблица 1.3 – Характеристики закладочных смесей

Название предприятия	Система разработки	Цемент, кг/м ³	Хвосты, кг/м ³	Шлак / песок, кг/м ³	Вода, л/м ³	Прочность в возрасте 28 суток, МПа
«Тара Майн» (Ирландия)	камерно-целиковая	80	1600		400	1,5
«Грунд Майн» (Германия)	слоевая	150	750	750	400	2
«Керетти» (Финляндия)	камерно-столбовая	110	550	1000	600	2
«Ново-Лениногорский» (Казахстан)	подэтажно-камерная	50	1200	250	450	1,5
«Орловский» (Казахстан)	нисходящая слоевая	170-230	1000	500	480	1,5-2
«Малеевский» (Казахстан)	этажно-камерная	160	1000	500	440	1-6
«Карсон Хилл» (США)	подэтажно-камерная	60	500	1140	300	0,65
«Умбозеро»	подэтажно-камерная	165	1050	450	400	1,5
«Октябрьский»	сплошная камерная	180	760	600	450	1,8-2,5
Рудник №6 «ППГХО»	подэтажно-камерная	300	1365	100	340	2,5

Анализ состояния технологии отработки участков руд нарушенных совместным влиянием открытой и подземной разработки в горнорудной практике показал:

- при разработке участков руд нарушенных совместным влиянием открытой и подземной разработки основным способом погашения выработанного пространства и управления устойчивостью рудо-породного массива на большинстве отечественных и зарубежных рудников является закладка выработанного пространства;

- нормативная прочность твердеющих смесей варьирует в широких пределах в зависимости от горно-геологических условий разработки.

1.4. Обзор методик расчета параметров систем разработки с твердеющей закладкой при отработке сильно нарушенных руд

При подземной разработке участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ в большей части нашли применение системы с закладкой со сплошной или камерно-целиковой выемкой. Варианты с камерно-целиковым порядком отработки более производительны и позволяют использовать менее прочные закладочные смеси, однако, отработывая камеры второй очереди за счет перераспределения тензора напряжений в рудовмещающем и искусственном массивах имеют место разрушения массива из твердеющей закладки.

Схемы распределения опорного давления на целики при со сплошной и камерно-целиковой порядке отработке представлены на рисунках 1.21 и 1.22 [9].

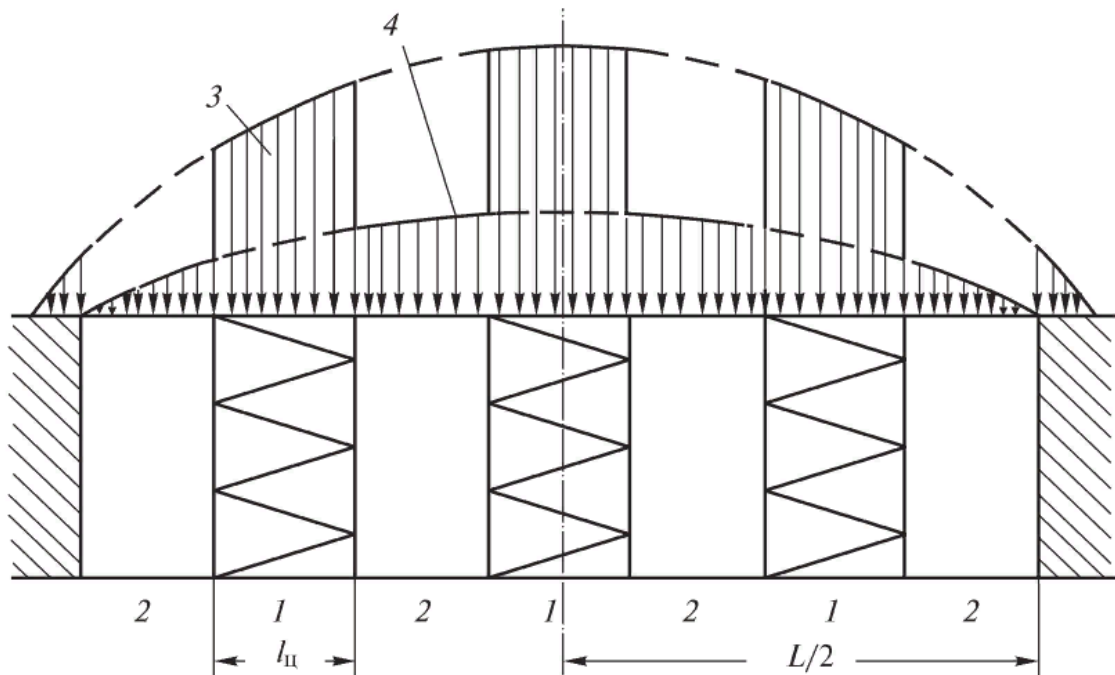


Рисунок 1.21 – Схема распределения опорного давления на целики при камерно-целиковой выемке: L - ширина выработанного пространства; $l_{ц}$ - ширина искусственного целика; 1, 2 - стадии отработки и закладки камер

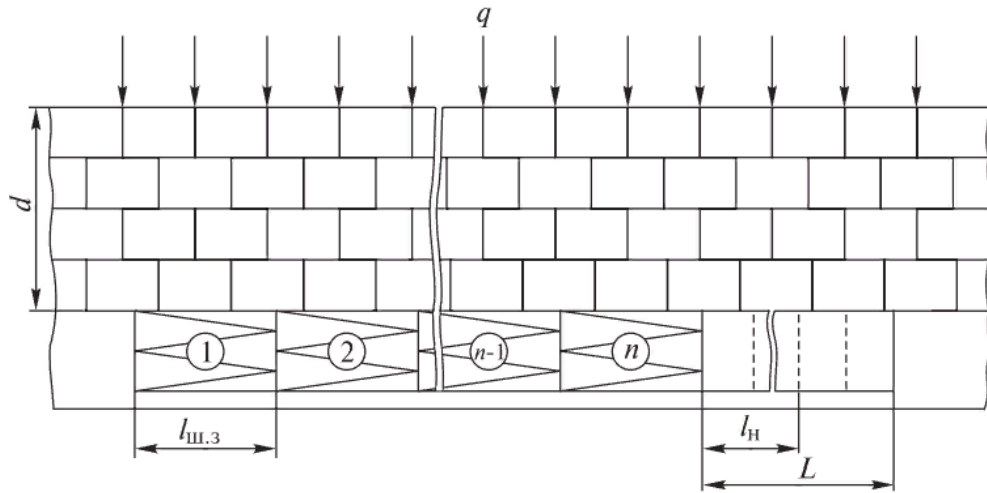


Рисунок 1.22 – Схема распределения опорного давления на целики при сплошной выемке

Исследования показали, что при выемке запасов руды из камер при камерно-целиковой схеме выемки руды наибольшие концентрации напряжений массива сосредоточены в кровле, днище, а также середине стенок камеры [26].

Для снижения воздействия растягивающих напряжений на основание и бока выработанного пространства необходимо вести отработку камер в последовательности согласно схеме, представленной на рисунке 1.23 [36]:

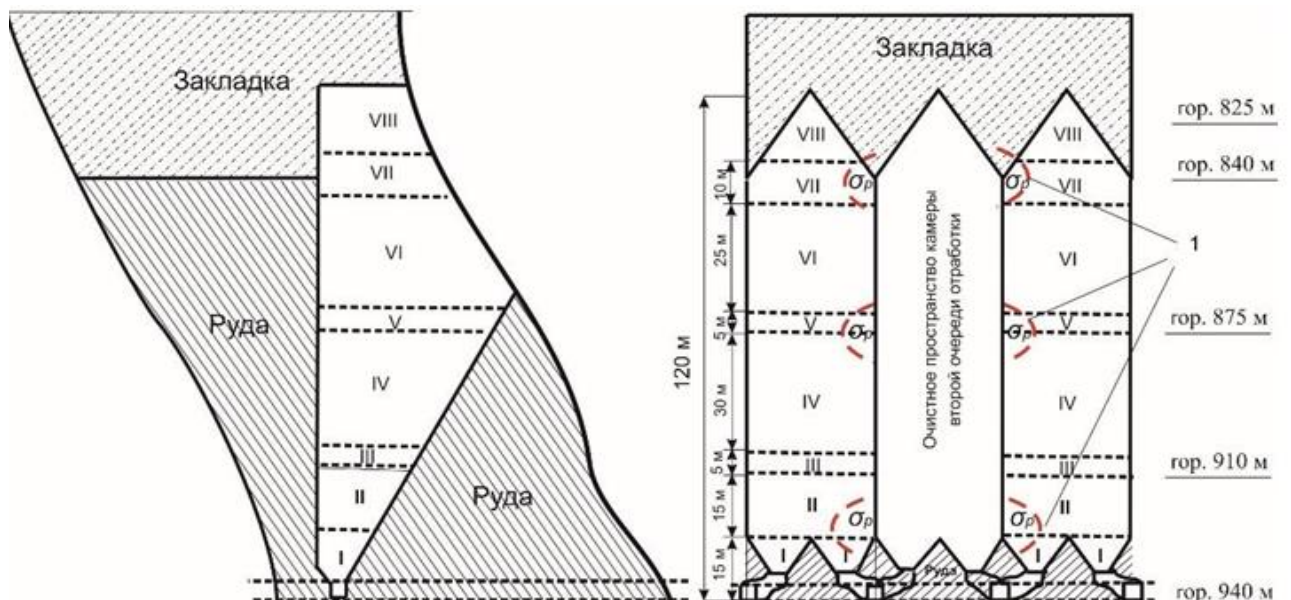


Рисунок 1.23 – Последовательность отработки и закладки запасов в камере: 1-область сосредоточения растягивающих напряжений

Напряжение в массиве, сформированного из твердеющей закладки (Рисунок 1.24) [86]:

$$\sigma_1^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha \gamma_{\text{п}} H_{\text{пр}} S_{\text{кр}}}{10^8 S_3} + 10^{-6} \gamma_3 h_{\text{ц}} \quad (1.1)$$

где: $\gamma_{\text{п}}$, γ_3 - вес пригруженных пород и закладки;

$H_{\text{пр}}$ - высота пригружающей толщи, м;

$S_{\text{кр}}$, - площадь кровли;

S_3 - площадь поперечного сечения целика;

$h_{\text{ц}}$ - высота искусственного целика;

K_α - коэффициент, учитывающий воздействие угла наклона залежи на величину нагрузки,

α - угол падения месторождения;

$$\eta = \sigma_{\text{г}} / \sigma_{\text{в}}.$$

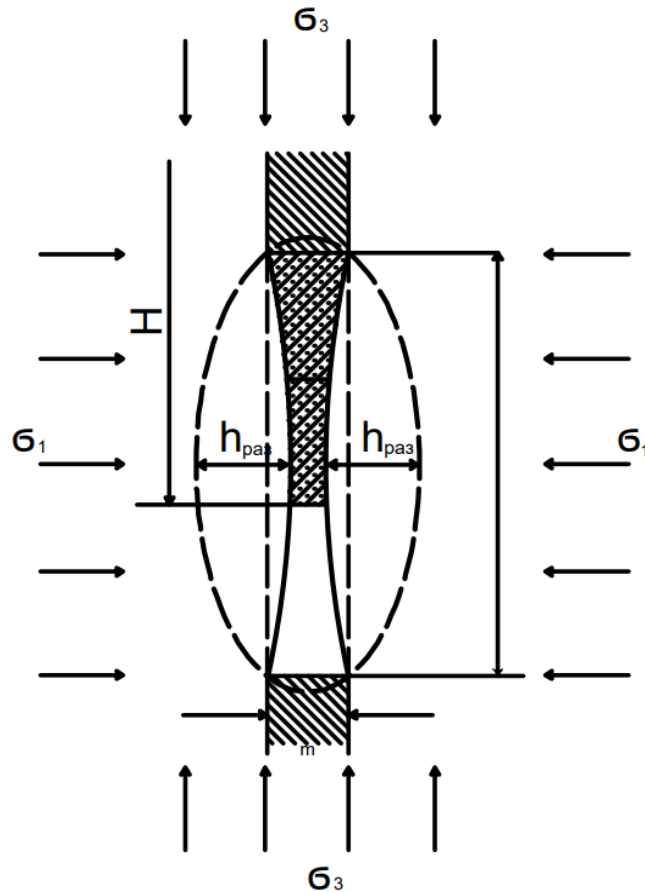


Рисунок 1.24 – Напряжение в массиве сформированного из твердеющей закладки
С учетом деформаций рудных целиков до подачи закладки

$$\sigma_1^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha \gamma H E_3}{10^6 E_p} \left[\frac{S_{\text{кр}}}{S_p} - (1 - 2\mu_h) \right] + 10^{-6} \gamma_p h_{\text{ц}} \quad (1.2)$$

Где H - глубина расположения кровли камеры от поверхности, м;

E_p ; E_3 – модули деформаций соответственно руды и закладки.

В случае передачи части нагрузок на искусственные целики:

$$\sigma_1^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha \gamma S_{\text{кр}}}{10^6 (S_3 + 0,77 S_p \frac{E_p}{E_3})} + 10^{-6} \gamma_3 h_{\text{ц}} \quad (1.3)$$

где: S_3 , S_p – площадь целиков, м^2 ;

μ_p – коэффициент Пуассона.

На стадии выемки вторичных камер нормативная прочность составит (Рисунок 1.25) [64]:

$$\sigma_{\text{н2}}^{\text{зак}} = \frac{\sigma_2^{\text{зак}} K_3}{K_\phi K_d} \quad (1.4)$$

где: $\sigma_2^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha K_n \gamma H L_{\text{п}}}{10^6 L_3}$ – напряжение в целиках из закладки, МПа;

K_n – коэффициент, учитывающий степень нагружения искусственного массива налетающими породами;

$L_{\text{п}}$, L_3 – ширина блока и искусственного целика, м.

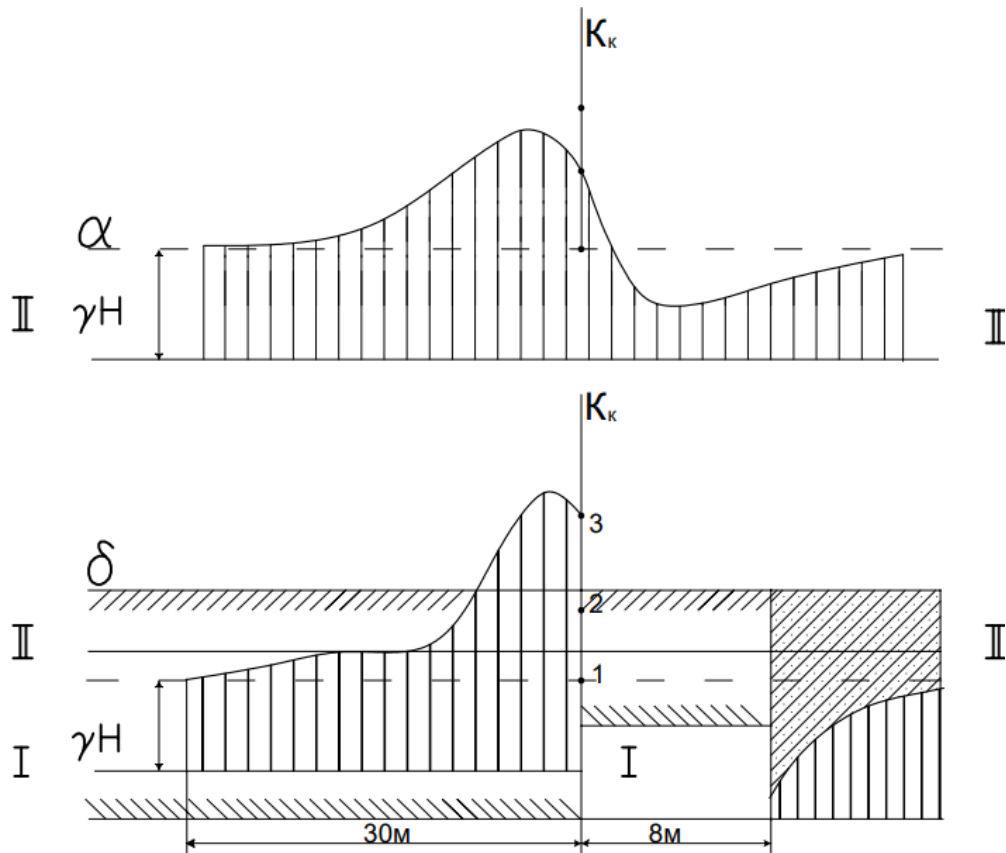


Рисунок 1.25 – График изменения коэффициент концентрации напряжений в рудном и закладочном массивах

Для не исследованных условий $K_H = 0,5 \frac{L}{H} \leq 1$, если камеры между искусственными целиками не заполнены, то $K_H = \frac{L}{H} \leq 1$,

где: L – пролет подработки, м.

$$\sigma_2^{\text{зак}} = \frac{qK\alpha L_1}{10^6 \alpha_3 L_p} + 10^{-6} \gamma_p h_y \quad (1.5)$$

где: L_1 пролет подработки;

α_3 – ширина целиков из твердеющей смеси;

q – вес пород свода давления.

Приведенные напряжения при объемном напряженном состоянии массива закладки

$$\sigma_{\text{пр}}''' = \sigma_1 - \sigma_3 \quad (1.6)$$

при плоском напряженном состоянии

$$\sigma_{\text{пр}}''' = \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}} \quad (1.7)$$

Необходимая прочность твердеющей закладки по условию поддержания подработанного массива устойчивом состоянии

$$\sigma_H^{\text{зак}} = K_3 \sigma_{\text{пр}}''' \quad (1.8)$$

Напряжение в искусственном массиве при отработке запасов в целиковой части массива

$$\sigma_y = \frac{\gamma \sin \alpha_{\text{ср}}}{3 \cdot 10^6} \left[\frac{17}{8} K H_K + \frac{91}{20} (1 - K) b \right]; \quad (1.9)$$

$$\sigma_x = \frac{\gamma \cos \alpha_{\text{ср}}}{4 \cdot 10^6} \left[K H_K + \frac{2}{3} (1 - K) b \right]; \quad (1.10)$$

$$\tau_{xy} = \frac{\gamma \cos \alpha_{\text{ср}}}{4 \cdot 10^6} \left[K H_K + \frac{2}{3} (1 - K) b \right]; \quad (1.11)$$

где: b - ширина подработки, м; K – коэффициент концентрации напряжений.

Компоненты напряжений в закладочном массиве:

$$\sigma_y = \frac{\gamma \sin \alpha_{cp}}{2 \cdot 10^6} [2,125 K H_k + 0,612(1 - K)b] + \frac{h_3 \gamma_{pp} \left(h_{pp} - \frac{h_3}{2} \right)}{10^6 b}; \quad (1.12)$$

$$\sigma_x = \frac{K_p \gamma \sin \alpha_{cp}}{2 \cdot 10^6} [2,125 K H_k + 0,612(1 - K)b] + \frac{\gamma_{pp} \left(h_{pp} - \frac{h_3}{2} \right)}{10^6 b}; \quad (1.13)$$

$$\tau_{xy} = \frac{1}{40 \cdot 10^6} \gamma \cos \alpha_{cp} \left[K H_k + \frac{2}{3} (1 - K)b \right]; \quad (1.14)$$

где: K_p – коэффициент бокового отпора; γ_{pp} – удельный вес пригрузки от налегающих пород, Н/м³.

В расчете нормативной прочности участвует коэффициент упрочнения твердеющей закладки [79]:

$$\sigma = \frac{n(P_{уд} + 0,5\gamma_3 h)k_0}{100k_{tm}k_{упр}k_{\delta}}, \quad (1.15)$$

где $P_{уд}$ – нагрузка от вышележащей толщи пород;

k_0 – коэффициент учитывающий сейсмическое воздействие взрыва;

n – запас прочности;

k_{ϕ} – коэффициент формы;

$k_{упр}$ – коэффициент упрочнения твердеющей закладки;

k_{δ} – коэффициент длительной устойчивости.

На руднике «Таймырский» при обработке удароопасных рудных залежей подготовительные выработки стали подвергаться значительным разрушениям, которые расположены параллельные фронту очистных работ [25]. Для сохранения конструктивной целостности подготовительных выработок применяли разгрузку контура посредством бурения строчек разгрузочных шпуров и последующее камуфлетное взрывание. В результате исследований выяснилось, что устойчивость рудной стенки рудной обеспечивалась до высоты обнажения 20 м [25].

Вопросы повышения эффективности подземной разработки мощных крутопадающих месторождений, применяя системы разработки с твердеющей закладкой, освещены в работах многих отечественных ученых: М.И. Агошкова [2], И.И. Айнбиндера [3], Н.Г. Валиева Н.Г. [13], О.З. Габараева [20-23], В.И.

Голика [26,27], Н.Ф. Замесова [12], Зотева О.В. [49], Д.Р. Каплунова [54-56], К.Г. Каргинова [76], В.Н. Калмыкова [67], Е.А. Котенко [14], Л.А. Крупника [46], И.А. Пыталева [63], М.В. Рыльниковой [66-68], И.Н. Савича [70], И.В. Соколова [75-76], А.Л. Требукова [79], К.Н. Трубецкого [80], М.Н. Цыгалова [86], Ю.Н. Шапошника [87] и др. Труды этих исследователей внесли значительный вклад в развитие подземной геотехнологии освоения рудных месторождений комбинированным способом. Однако, несмотря на значительное количество проведенных исследований и накопленный опыт, вопросы порядка и технологии возведения закладочных массивов, разработки составов твердеющих смесей для отработки участков руд нарушенных совместным влиянием открыто-подземных горных работ изучены недостаточно.

1.5. Цель, задачи и методы исследований

Для отработки запасов вольфрамо-молибденовых руд Тырнаузского месторождения техническим проектом и рабочей документацией предусмотрено использование камерно-целиковой системы разработки с твердеющей закладкой с использованием хвостов обогащения. Принятые в проекте конструктивные элементы системы разработки и их параметры базируются на данных накопленного опыта горных работ на руднике «Молибден» и инженерных расчетов, без учета особенностей деформирования массива горных пород под влиянием технологических процессов открытых и подземных работ, что не исключают возможность образования зон обрушения рудо-породного массива горных пород.

Для повышения эффективности и безопасности разработки нарушенных руд необходимо внедрение систем разработки с твердеющей закладкой, применение которых сдерживается отсутствием закономерностей деформирования рудо-породного массива под влиянием технологических процессов открытых и подземных горных работ и высокой себестоимостью закладочных работ. Поэтому повышение эффективности и безопасности разработки мощных крутопадающих месторождений на основе обоснования параметров камерной системы разработки с твердеющей закладкой, с учетом особенностей деформирования массива горных

пород под влиянием технологических процессов совместной открытой и подземной разработки, является важной и актуальной научной задачей.

Целью работы является обоснование параметров подземной геотехнологии освоения нарушенных совместным влиянием открытых и подземных работ запасов месторождения, обеспечивающих эффективность и безопасность разработки мощных крутопадающих рудных тел.

В диссертационной работе решаются следующие задачи:

- анализ мировой и отечественной горнорудной практики разработки мощных крутопадающих месторождений;
- изучение инженерно-геологических особенностей месторождения в проектных границах ведения подземных горных работ и в карьере.
- районирование месторождения на основе оценки интенсивности вертикальных сдвижений блоков и трещиноватости рудовмещающего массива;
- исследование влияния порядка отработки камер на особенности деформирования закладочного массива;
- обоснование параметров технологии подземной разработки запасов руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ;
- разработка и оценка способов отработки запасов руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

Для решения поставленных задач использовались современные комплексные методы исследований.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНО-ТЕКТОНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК И ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

2.1. Исследование структурных особенностей месторождения

Структурные условия породного массива Скифской плиты отличается большой сложностью и характеризуется присутствием фрагментов докембрийского и позднегерцинского структурных этажей (Рисунок 2.1).

Системой крутопадающих тектонических нарушений грабен-синклинорий Передового Хребта подразделяется на два продольных блока, южный из которых по объему отождествляется с Пшекиш-Тырныузской системой разломов. В первом из них главным структурным элементом является Шаукольский тектонический покров, относительно слабоскладчатые массы которого залегают на сложнодислоцированных толщах чегемской свиты.



Рисунок 2.1 – Схема тектонических нарушений месторождения

Системой ортогональных и диагональных структурных нарушений разрывного и флексурного типов зоны разбиты на тектонические блоки с автономной историей развития.

Согласно инструкции по применению классификации запасов к месторождениям вольфрамовых руд, устанавливая критерии размеров рудных тел

для групп различной сложности, рекомендует для месторождений второй и третьей групп сложности геологического строения, следующие параметры, приведенные в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Критерии размеров рудных тел

Группа сложности	Размеры рудных тел, км		Мощность, м
	По простиранию	По падению	
2	до 1,5	до 0,8-1,0	0,8-40
3	0,8-1,0	0,6-0,7	1,5-2,0

В таблице 2.2 приведена разбраковка рудных тел Тырнаузского месторождения по вероятным группам сложности в соответствии с их размерами.

Таблица 2.2 - Разбраковка рудных тел месторождения

№ п/п	Наименование рудных тел	Размеры рудных тел, м		Мощность, м	Группа сложности
		по простиранию	по падению		
Скарновые вольфрам-молибденовые руды					
1	Слепая залежь	1900	720	3-20	2
2	Главный скарн	420	490	5-10	2
3	ЮЗФ главного скарна	600	640	7-19	2
4	Северо-западный скарн	1250	900	3-6	2
5	Апофиза главного скарна	165	310	3-10	3
6	Рудное тело «Сложное»	200	240	4-7	3
7	Рудное тело 1	380	240	5-10	2
8	Рудное тело 2	220	140	3-6	2
9	Нижняя залежь	370	580	3-17	2
10	Скарны пика Веры	280	240	3-6	3
11	Линза скарнов	280	150	3	3
12	Северный скарн	160	90	3	3
13	Южная рудная зона	970	590	3-6	3
Скарнированные мраморы.					
14	Мраморы Слепой залежи	1090	400	4-7	2
15	Мраморы Центра	200	770	3-11	2
16	Мраморы ЮЗ фланга	640	630	3-7	2
17	Линза скарн. мраморов	150	200	4-6	3
Биотитовые роговики					
18	Роговики Слепой залежи	1100	470	3-12	2
19	Линза роговиков	300	450	4-6	3
20	Роговики С-З скарна	90	180	4-8	3

Для окончательной разбраковки рудных тел по группам сложности определены характеристические показатели сложности геологического строения, такие как, коэффициент рудоносности (K_p), коэффициент вариации мощности (V_M) и коэффициенты вариации содержания триоксида вольфрама и молибдена. В таблице 2.3 приведены показатели сложности геологического строения рудных тел Тырнаузского месторождения.

Таблица 2.3 - Показатели сложности рудных тел

№ п/п	Рудные тела	Показатели изменчивости				
		формы		содержания, $V_c, \%$		
		K_p	$V_M, \%$	$WO_{3\text{Зул}}$	WO_3	$Mo_{\text{вал}}$
Скарны						
1	Слепая залежь	0,89	76	68	72	97
2	Главный скарн	0,98	74	57	66	92
3	ЮЗ фланг главного скарна	0,93	114	63	69	51
4	Нижняя залежь	1,0	100	42	54	95
5	РТ-2	1	118	11	24	153
6	РТ-1	1	62	36	36	45
7	СЗ Скарн	1	87	57	69	120
8	Апофиза ГС	1	75	38	39	37
9	Скарн ПВ	1	93	51	53	121
10	Южная РЗ	1	80	50	72	86
11	Северный скарн	1	62	73	74	127
12	РТС	1	87	24	39	103
13	Линза скарнов	1	58	32	37	94
Итого скарны		0,97	95	65	73	94
Скарнированные мраморы						
14	Мраморы ЮЗ фланга	1	104	38	47	96
15	Мраморы Центра	0,30	134	50	52	72
16	Мраморы Слепой залежи	0,25	70	48	51	114
17	Линза скарн. мраморов.	1	51	33	57	87
Итого скарн. мраморы		0,7	108	51	53	91
Биотитовые роговики						
18	Роговики Слепой залежи	0,60	97	-	-	48
19	Линза роговииков	1	99	-	-	35
20	Роговики С-З скарна.	1	81	-	-	84
Итого биот. роговики		0,8	99	-	-	49
Всего по месторождению		0,9	96	64	71	92

В целом массив месторождения характеризуется повышенной, но неравномерно распределенной трещиноватостью. В его пределах выделяются разломы первого, второго, третьего и четвертого порядков.

Разломы первого порядка представлены крупными тектоническими нарушениями типа Центрального и Южного сбросов, разделяющих месторождение на основные тектонические блоки.

К разломам второго порядка относятся субширотные нарушения, развитые в основном на южном склоне хребта Уллу-Тырныауз и имеющие пологое падение на юг. В юго-восточной части месторождения к этим нарушениям относятся Мукуланский разлом №1 и Мукуланский разлом №2. По первому из них юго-восточная часть месторождения смещена на десятки метров к югу. Мукуланский разлом №2 является нижней границей распространения разрушенных пород и руд месторождения, входящих в Мукуланский тектонический блок.

Разломы третьего порядка имеют в основном меридиональное простирание, крутое падение и разделяют на более мелкие блочки и зоны с разной степенью дробления весь Мукуланский тектонический блок. Как правило, по разломам третьего порядка так- же происходили перемещения, иногда на десятки метров, например, по разлому Сбросовой балки, ограничивающему Мукуланский тектонический блок на западе, или по Меридиональному сбросу, разрывающему в плане Слепую залежь в центральной части верхних горизонтов на 40-50м.

Разломы четвертого порядка имеют преимущественно меридиональное направление, но смещений пород по ним не наблюдается, так как трещины выполнены дайками изверженных пород и гидротермальными образованиями.

Анализ приведенных данных показывает, что структура Тырныаузского рудного поля определяется системой тектонических покровов, сформировавшихся в условиях сжатия, скомпенсированного развитием наддвигов и пластическими деформациями горных пород, выжатых в форме покровов.

Система тектонических покровов была заложена и в значительной степени сформировалась к началу башкирского века, но последующие тектонические движения по унаследованному плану прослеживаются и в послепермское время.

2.2. Анализ тектонического строения месторождения

По результатам изучения данных геолого-структурной съемки выработок и бурения инженерно-геологических скважин в пределах Тырныаузского месторождения, используя методы морфоструктурного и линеаментного анализа, выделены тектонические нарушения 3, 4 и 5 рангов согласно классификации представленной в таблице 2.4 [1].

Таблица 2.4 – Характеристика тектонической нарушенности

Ранг разломов, трещин	Мощность зоны дробления разлома или ширина трещин	Протяженность нарушения
Разломы I ранга - сейсмогенные	Сотни и тысячи метров	Сотни и тысячи километров
Разломы II ранга - частично сейсмогенные	Десятки и сотни метров	Десятки и сотни километров
Разломы III ранга	Метры и десятки метров	Десятки километров
Разломы IV ранга	Сотни сантиметров	Сотни и тысячи метров
Крупные трещины V ранга	Свыше 20 мм	Свыше 10 м
Средние трещины VI ранга	10–20 мм	1–10 м
Мелкие трещины VII ранга	2–10 мм	Менее 1 м
Тонкие трещины VIII ранга	1–2 мм	Менее 1 м
Локальные трещины IX ранга	Менее 1 мм	Менее 1 м

К наиболее протяженные тектонические нарушения отнесены - Центральный и Южный сбросы, выступающие границами блоков 3 ранга (Рисунок 2.2). Центральный сброс является одним из главных элементов структуры рудного поля месторождения, делящий рудное поле на северный и южный блоки. Южный разлом простирается на северо-запад, крутопадающий. Северный разлом на западе фиксируется по смене среднепалеозойских образований мелассами среднего и верхнего карбона и кристаллическими

сланцами. На северном участке Тырныаузского рудного поля он перекрыт Гитче-Тырныаузским покровом [2].

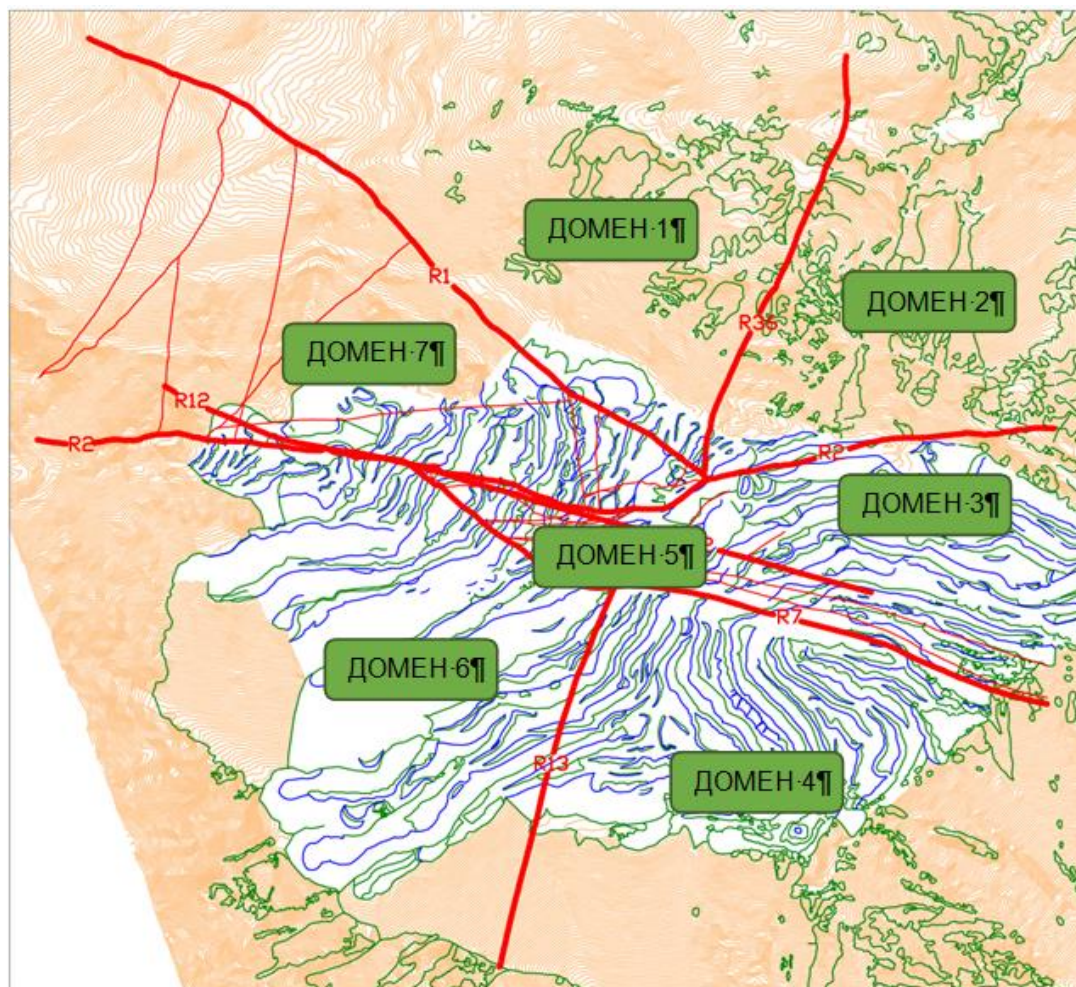


Рисунок 2.2 – Схема тектонических нарушений месторождения

К нарушениям 4 ранга отнесены тектонические нарушения R1 и R7, характеризующиеся северо-восточным падением под углом $65-80^\circ$; нарушения субширотного простирания R12 и R2, с падением в южных румбах под углом $55-65^\circ$; субмеридиональные нарушения R36 и R13, с восточным-юго-восточным падением под углом $70-85^\circ$.

Нарушения 5 ранга представлены серией нарушений субмеридионального простирания с падением под углом $45-75^\circ$ в восточных румбах. Субмеридиональные нарушения расположены в пределах блока 4 ранга, ограниченного нарушениями R1 и R2. Дополнительно к разломам 5 ранга отнесены оперяющие нарушения субширотного простирания, генетически

связанные с нарушениями R2, R7 и R12. Характерная нарушенность пород Тырнаузского месторождения представлена на рисунке 2.3.



Рисунок 2.3 – Характерная нарушенность пород месторождения

Выделенные нарушения имеют преимущественно сбросовую и сбросо-сдвиговую кинематику, реже представлены взбросами. Предполагается сбросовая кинематика нарушений R13 и R36 и их генетическое сродство – простирание нарушений совпадает и находится в одной плоскости, со смещением по падению небольшой амплитуды. При данной интерпретации подразумевается внедрение в виде клина блока 4 ранга, ограниченного нарушениями R2 и R7 [3].

Исследования показали, что:

- тектонические трещины широко распространены в биотитовых роговиках и, в минимальной степени, в скарнах; в мраморах тектонических трещин мало, но в них присутствуют трещины субмеридионального простирания, с крутым падением;

- породный массив помимо тектонических нарушений, характеризуется наличием систем техногенных трещин различной протяженности, что связано влиянием открытых и подземных горных работ.

2.3. Исследование анизотропии и трещиноватости массива горных пород Тырнаузского месторождения

Учитывая особенности тектонического строения месторождения, произведено разделение шахтного поля на структурные домены (Рисунок 2.2) с последующим анализом анизотропии трещиноватости в пределах каждого тектонического блока месторождения. В пределах домена 1 наиболее проявлены системы трещин с крутым восточным и южным падением (Рисунок 2.4), ориентировки $98^\circ \angle 67^\circ$ и $170^\circ \angle 67^\circ$ соответственно.

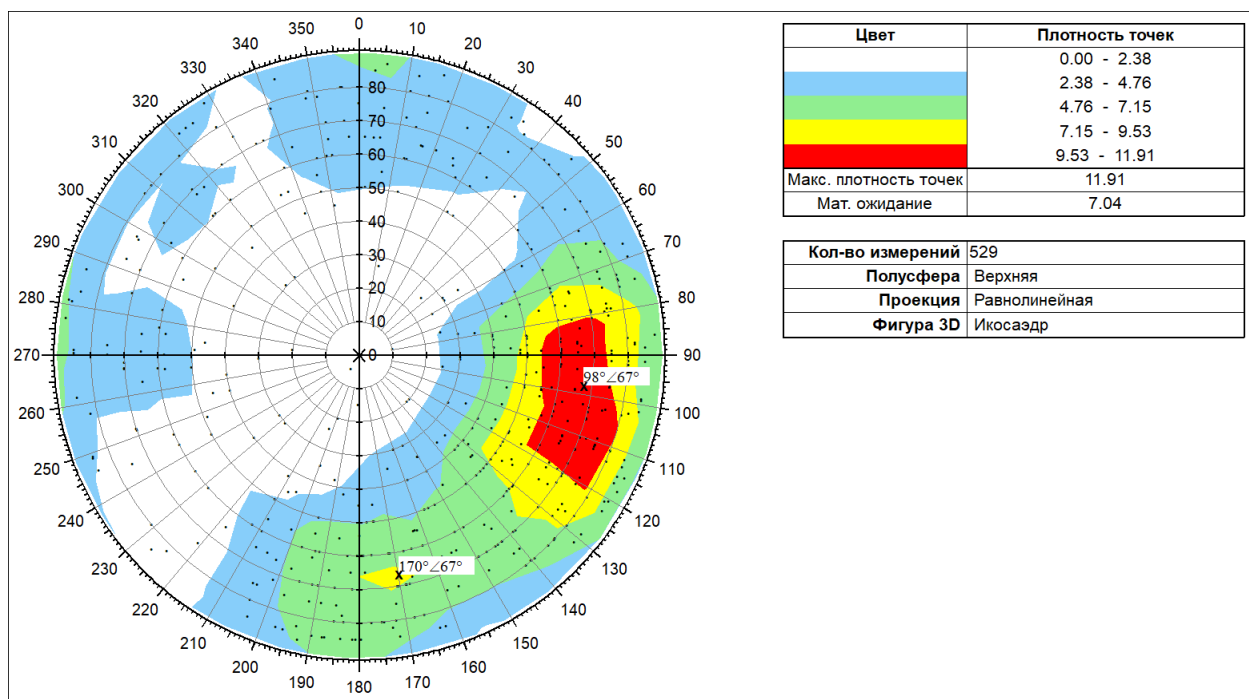


Рисунок 2.4 - Диаграмма трещиноватости домена 1

В пределах домена 2 (Рисунок 2.5), на полярной диаграмме наиболее проявлена система трещин с крутым юго-юго-восточным падением, ориентировка $155^\circ \angle 68^\circ$ в составе пояса трещиноватости с крутыми углами падения и азимутами падения, изменяющимися в диапазоне 75° - 205° . Также выделяется система трещин с крутым северным падением, ориентировка $10^\circ \angle 78^\circ$.

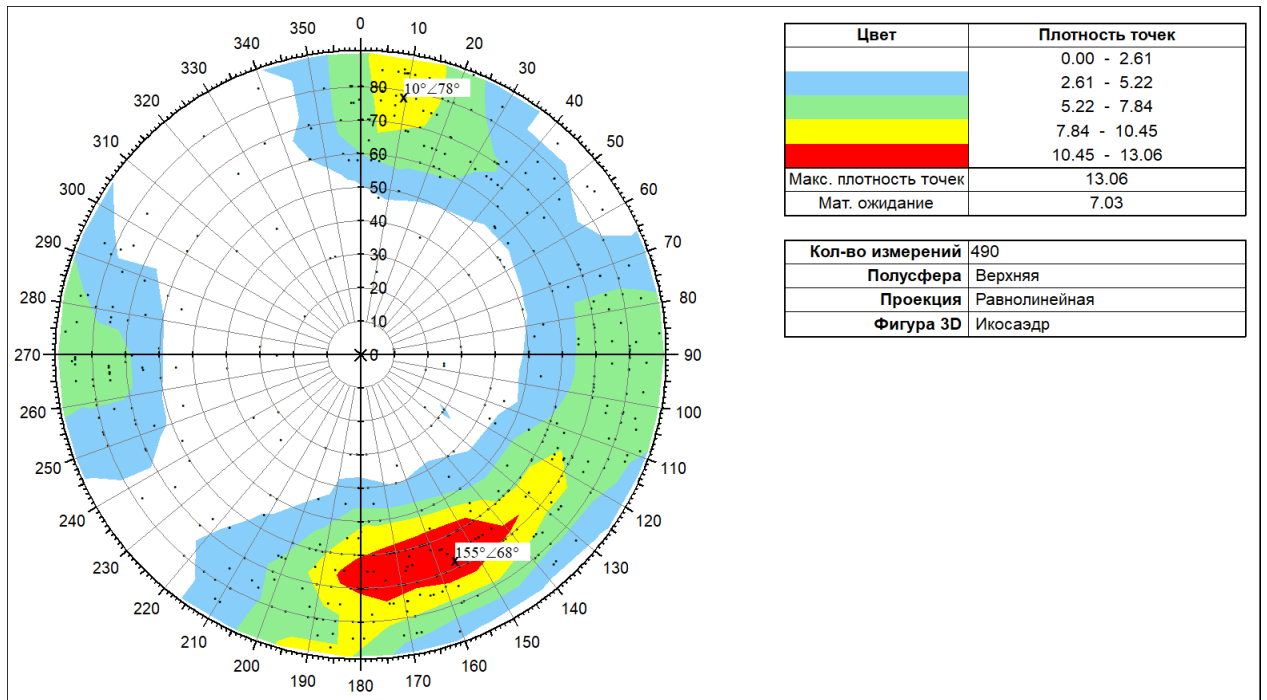


Рисунок 2.5 - Диаграмма трещиноватости домена 2

В пределах домена 3 (Рисунок 2.6), наиболее проявлена система трещин с крутым южным падением ориентировка $170^\circ \angle 67^\circ$ в составе пояса трещиноватости с углом падения 40° - 85° и азимутами падения, изменяющимися в диапазоне 70° - 205° .

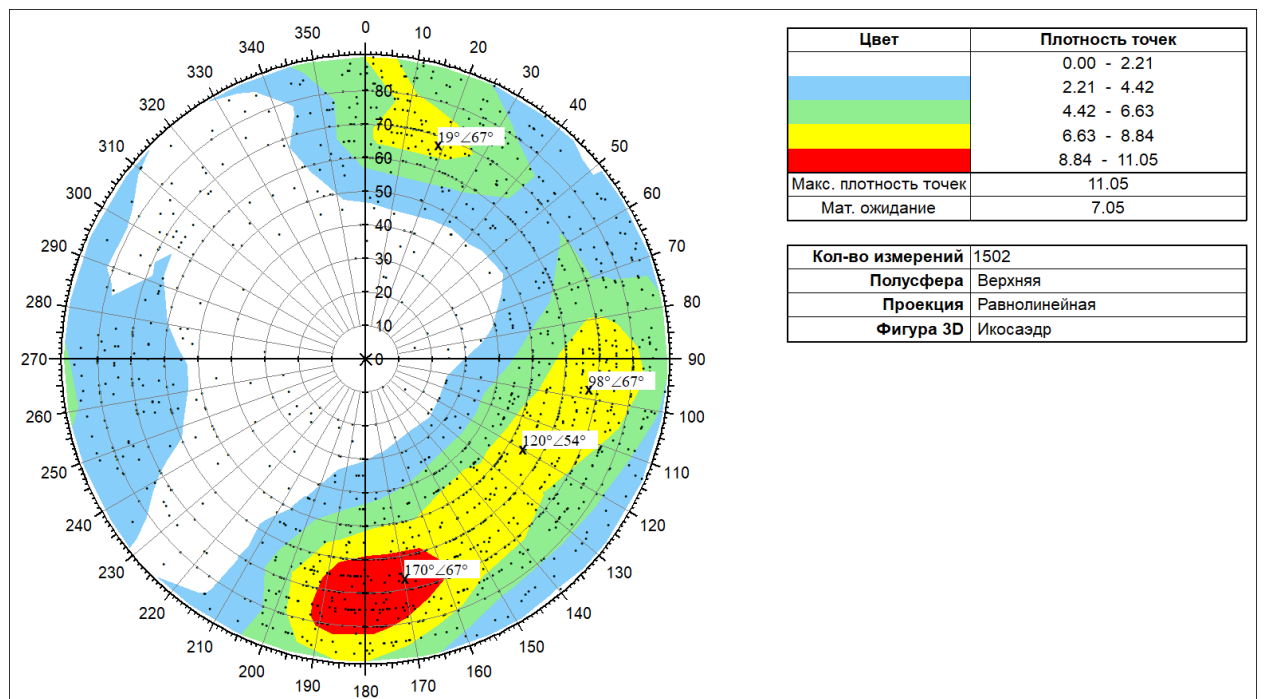


Рисунок 2.6 – Диаграмма трещиноватости домена 3

Также выделяется система трещин с крутым северным падением (ориентировка $19^\circ \angle 67^\circ$). По данным измерения трещин в ориентированном

керне скважин ИГ5 и ИГ4 однозначно проявляется полюс системы трещин с ориентировкой $98^\circ \perp 67^\circ$.

В пределах домена 4 (Рисунок 2.7), на полярной диаграмме также выделяется пояс трещиноватости с диапазоном углов $60^\circ - 85^\circ$ и азимутов падения $75^\circ - 215^\circ$. В составе данного пояса трещиноватости выделяются участки с повышенной плотностью трещин крутого восточного падения ($94^\circ \perp 79^\circ$) и крутого южного падения ($190^\circ \perp 78^\circ$). Исследование керна скважин ИГ1, ИГ2, ИГ3, ИГ6 и ИГ10 позволило выделить ярко выраженную наклонно падающую систему трещин с ориентировкой $111^\circ \perp 42^\circ$.

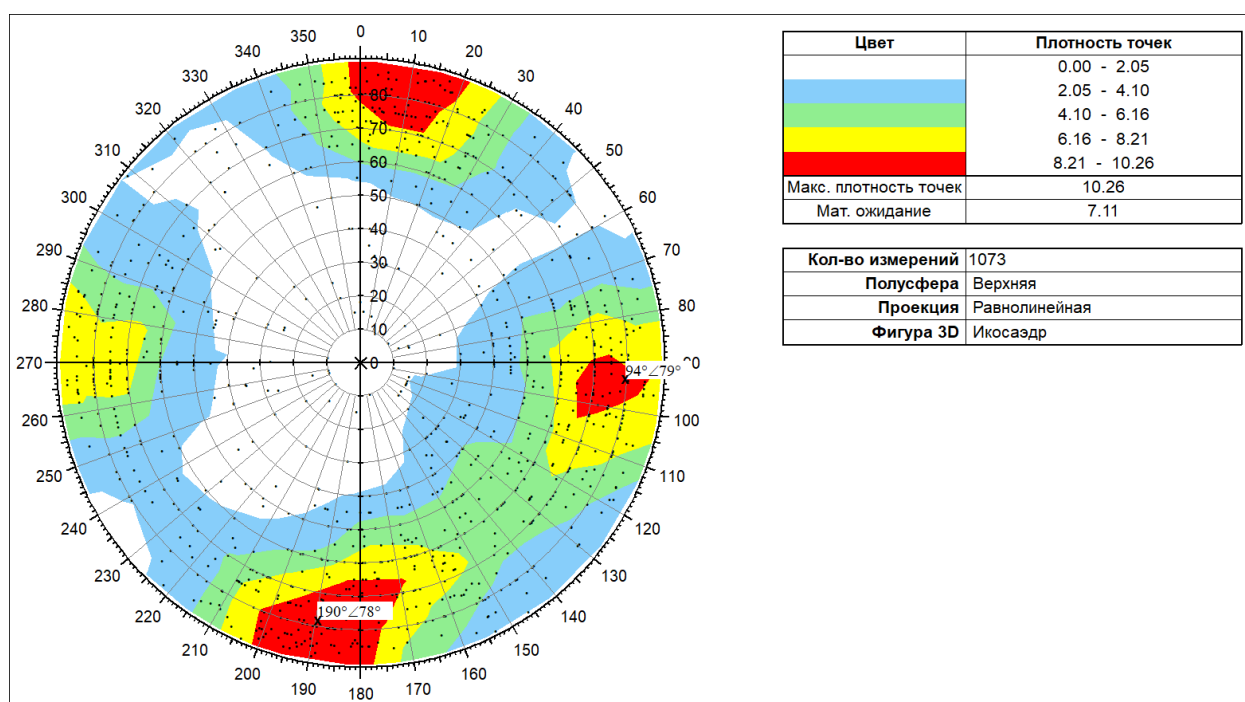


Рисунок 2.7 – Диаграмма трещиноватости домена №4

В пределах домена 5 (Рисунок 2.8), на полярной диаграмме также выделяется пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $50^\circ - 85^\circ$ и азимутов $65^\circ - 215^\circ$.

В составе данного пояса трещиноватости выделяются участки с повышенной плотностью трещин крутого восточного падения ($98^\circ \perp 67^\circ$) и крутого южного падения ($184^\circ \perp 66^\circ$). Исследование керна скважины ИГ11 позволило выделить падающую наклонно систему трещин с ориентировкой $111^\circ \perp 42^\circ$ и крутопадающую на северо-восток систему трещин с ориентировкой $45^\circ \perp 63^\circ$.

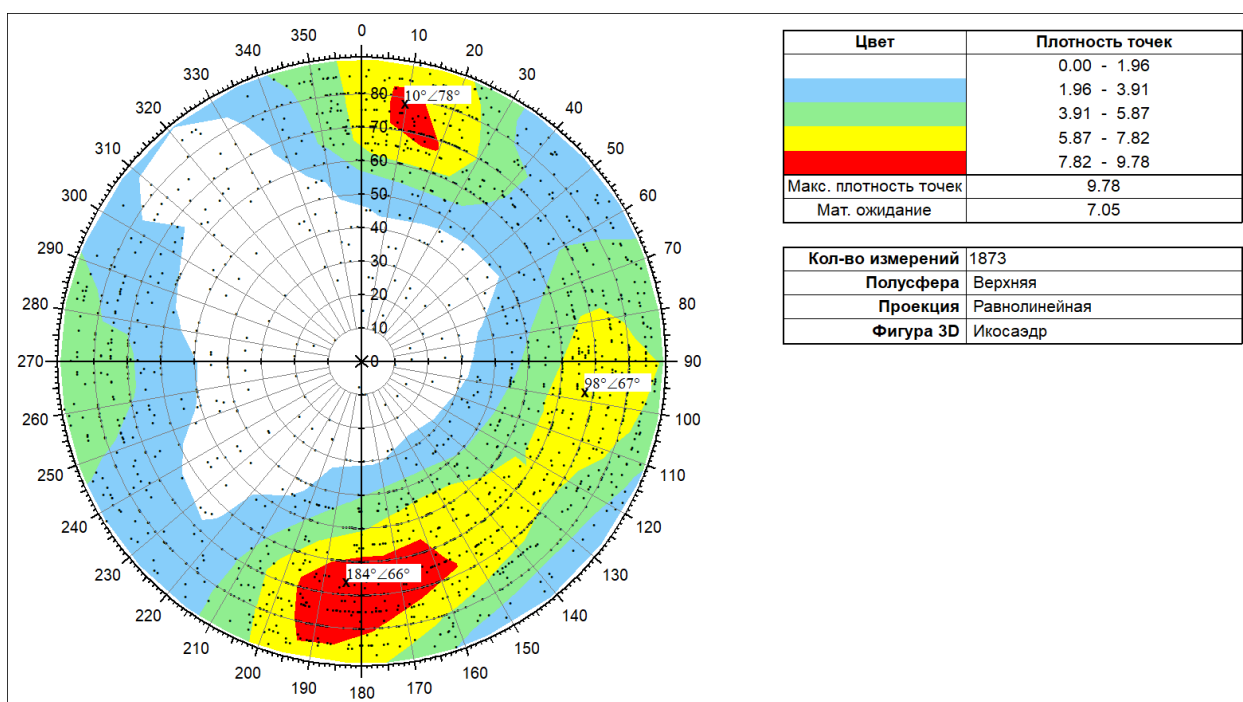


Рисунок 2.8 – Диаграмма трещиноватости домена 5

В пределах домена 6 (Рисунок 2.9), на полярной диаграмме также выделяется пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $45^\circ - 85^\circ$ и азимутов $75^\circ - 205^\circ$.

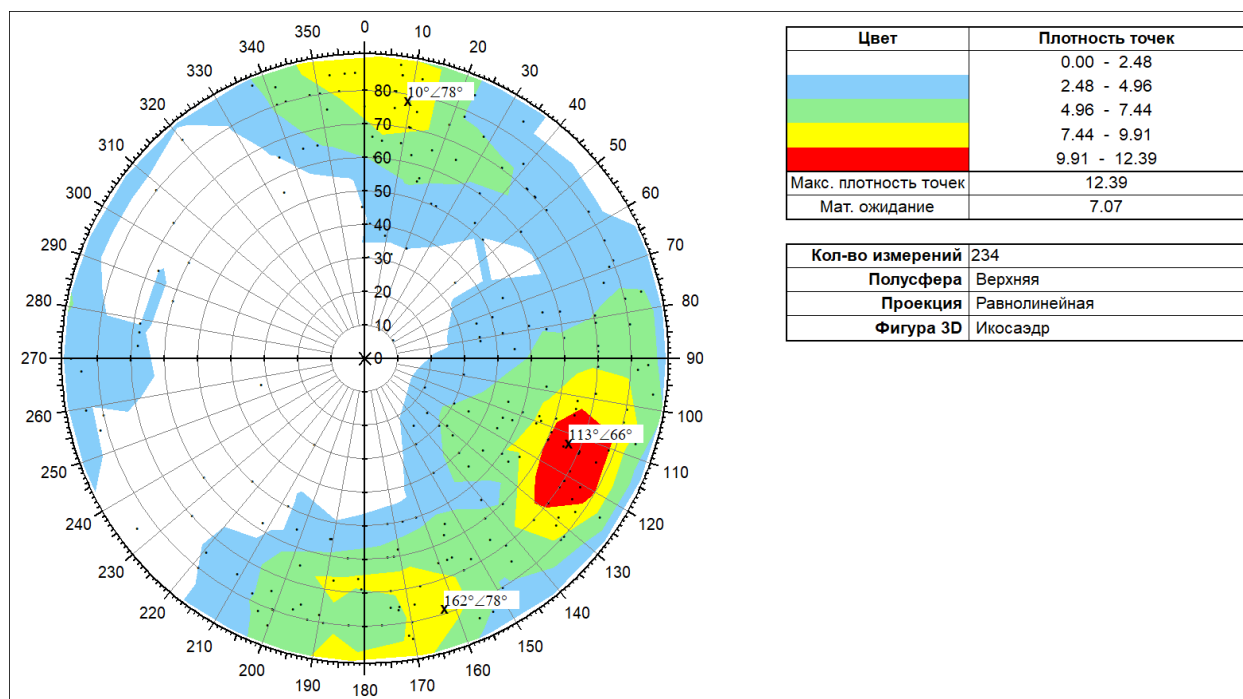


Рисунок 2.9 – Диаграмма трещиноватости домена 6

В составе данного пояса трещиноватости выделяются участки с повышенной плотностью трещин крутого юго-восточного падения - ориентировки $113^\circ \angle 66^\circ$ и $162^\circ \angle 78^\circ$. Исследование керна скважины ИГ9

позволило выделить крутопадающие системы трещин с ориентировками $33^\circ \perp 70^\circ$ и $127^\circ \perp 67^\circ$.

В пределах домена 7 (Рисунок 2.10), на полярной диаграмме также выделяется пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $50^\circ - 85^\circ$ и азимутов $65^\circ - 205^\circ$.

В составе данного пояса трещиноватости выделяется участок с повышенной плотностью трещин крутого до субвертикального восточного падения ($94^\circ \perp 79^\circ$). Проявлена система трещин с крутым северным падением ($10^\circ \perp 78^\circ$).

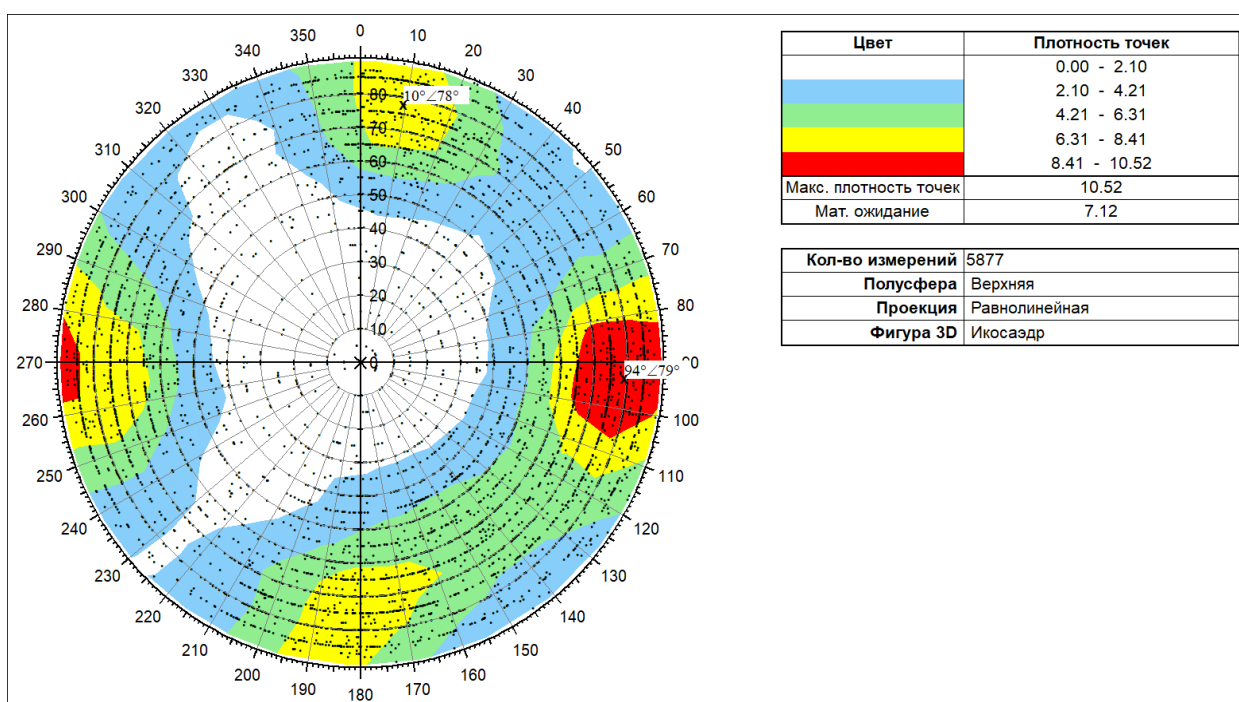


Рисунок 2.10 – Диаграмма трещиноватости домена 7

На основе пространственного и геометрического анализа проявлений разрывной тектоники на участках, исследованных при проходке капитальных выработок и бурении инженерно-геологических скважин, выполнено районирование карьерного поля по текущему состоянию нарушенности массива горных пород. Выявлено 7 доменов и 12 тектонических нарушений массива горных пород 3-5 ранга (Таблица 2.5), которые будут оказывать существенное влияние на устойчивость пород и руд при обнажении. В лежачем боку рассматриваемых рудных тел, в основном, расположены мраморы, что обеспечивает устойчивость камер и выработок со стороны лежачего бока, а в висячем боку расположены

роговики, что приводит к дополнительному разубоживанию руды.

Таблица 2.5 - Разделение шахтного поля на структурные домены

Номера доменов	Выявленная система трещин	Ориентировка трещин
1	Система трещин с крутым восточным и южным падением	В составе пояса трещиноватости с крутыми углами падения $98^\circ \perp 67^\circ$ и $170^\circ \perp 67^\circ$
2	Система трещин с крутым юго-юго-восточным падением	В составе пояса трещиноватости с крутыми углами падения $65^\circ-85^\circ$ и азимутами падения $75^\circ-205^\circ$
3	Система трещин с крутым южным и северным падением	В составе пояса трещиноватости с углом падения $40^\circ-85^\circ$ и азимутами падения $70^\circ-205^\circ$
4	Система трещин с повышенной плотностью крутого восточного падения и южного падения	Пояс трещиноватости с диапазоном углов $60^\circ-85^\circ$ и азимутов падения $75^\circ-215^\circ$
5	Участки с повышенной плотностью трещин крутого восточного падения и крутого южного падения	Пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $50^\circ-85^\circ$ и азимутов $65^\circ-215^\circ$.
6	Участки с повышенной плотностью трещин крутого юго-восточного падения	Пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $45^\circ-85^\circ$ и азимутов $75^\circ-205^\circ$
7	Участки с повышенной плотностью трещин крутого восточного падения	Пояс трещиноватости с диапазоном углов падения $50^\circ-85^\circ$ и азимутов $65^\circ-205$

Выделено 3 типа проявления интенсивной тектонической нарушенности пород, характеризующихся повышенной водопроницаемостью:

- зоны раздробленных горных пород;
- зоны интенсивного проявления разрывных нарушений;
- зоны интенсивной трещиноватости.

2.4. Геомеханические особенности отработки Тырнаузского месторождения

Анализ показал, что горное давление в подземных выработках проявляется интенсивнее при разработке высокогорных месторождений, чем в равнинных районах на тех же глубинах. Исследования, проведенные ранее показали, что

наибольшая горизонтальная составляющая напряжений действует в плоскости с отклонением от горизонтали на угол до 35 градусов и ориентирована вкост простирания рудной зоны [11].

Для инструментальной оценки деформационного состояния рудного массива применяется критерий наибольших линейных деформаций. Опытная проверка теории указывает на согласующиеся результаты, полученные для хрупких горных пород, к которым можно отнести горные породы рудоносной части интрузии. Известно, что прочные горные породы плохо работают на растяжение. Поэтому, в качестве критерия, характеризующего процесс деформирования рудного массива, целесообразно использовать величину относительной деформации растяжения.

Исследованиями было установлено [27,90], что прочные породы при растяжении почти подчиняются закону Гука, т.е. связь между напряжениями и деформациями имеет линейную характеристику

$$\sigma = E \times \varepsilon, \quad 2.1$$

где: E, ε – соответственно, модуль упругости и относительная деформация горных пород при растяжении.

Предельная величина относительной деформации растяжения, при первом приближении для рассматриваемых в работе условий, может быть принятой $(0,3 \div 0,5) \frac{мм}{м}$, и в дальнейшем уточнена с полученными при испытании горных пород значениями предела прочности на растяжение и модуля упругости породы из уравнения

$$[\varepsilon] = \frac{\sigma_p}{E} \quad 2.2$$

Деформационный процесс, протекающий в рудном массиве, исследуется методом глубинных реперов. Глубинные реперы устанавливаются по глубине скважины с учетом напряженно-деформированного состояния горного массива, сформировавшегося вокруг выработки (Рисунок 2.11). Измерение перемещений реперов относительно базового репера проводится штангенциркулем с точностью 0,01 мм.

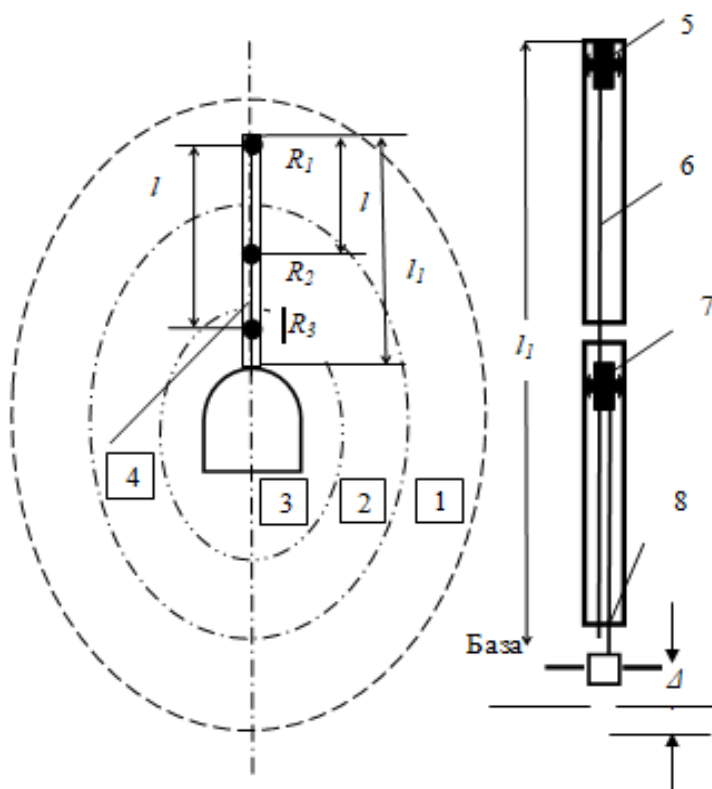


Рисунок 2.11 – Напряженно-деформированное состояние рудного массива и конструкции станции глубинных реперов с жесткими штоками: 1, 2 и 3 – зоны многокомпонентного, двухосного и одноосного напряженного состояния массива, 4 – станция глубинных реперов, 5 – опорный репер, 6 – штоки, 7 – измерительный репер, 8 – кондуктор.

Изменение физического состояния рудного массива оцениваются коэффициентом разрыхления (K). Массив при $K \leq 1,01$ находится в устойчивом состоянии, в противном случае, участки массива могут переходить в неустойчивое состояние с ростом заданных деформаций и нагрузок на несущие элементы системы разработки.

Коэффициент разрыхления горного массива определяется для области, находящейся в неупругом состоянии (репер R_3) и в области, где, в результате проявления реологических свойств (упругое последствие, ползучесть) или действия повышенных напряжений, рудный массив может перейти также в область неупругого деформирования (репер R_2). Коэффициент разрыхления массива определяется по формуле

$$K = \frac{l_2(l_3)}{l_2(l_3) + \Delta l_2(\Delta l_3)}$$

где: l_2 и l_3 – глубина заложения реперов R_2 и R_3 , м;

Δl_2 и Δl_3 - перемещение реперов R_2 и R_3 , относительно базового репера R_1 , м.

Для контроля деформационного состояния рудного массива в районе «Слепой» залежи были установлены глубинные реперы и оборудованы наблюдательные станции на подземных горизонтах 2465 м, 2240 м и 2165 м (Рисунок 2.12).

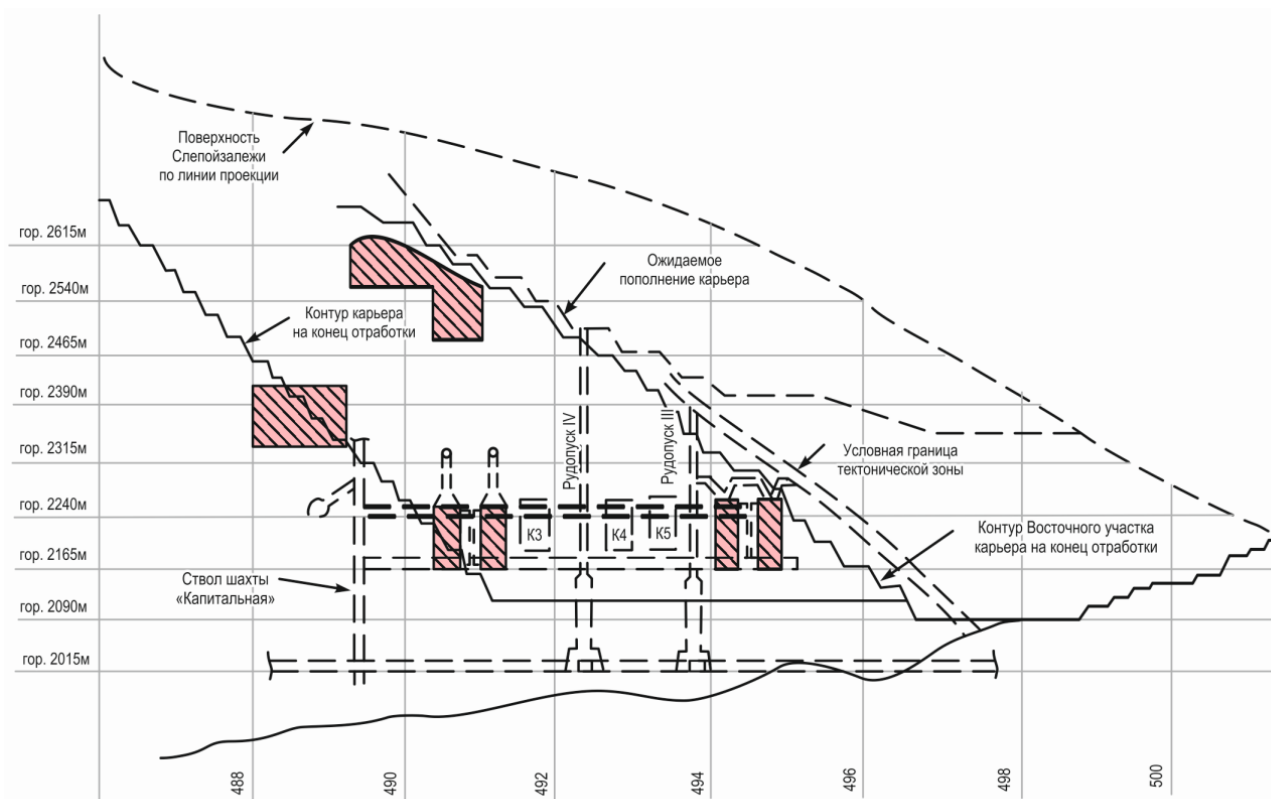


Рисунок 2.12 – Схема развития горных работ в прикарьерной зоне

Динамику критической деформации массива горных пород и последующую отстройку опасных зон фиксировали при помощи маркшейдерских замеров.

Камеры 6-7 расположенные в пределах рудного тела «Слепая залежь» обрабатывали вариантом камерно-целиковой системы разработки с последующей закладкой отработанного пространства породой от проходческих работ (Рисунок 2.13). В результате массовой отбойки запасов руды камеры 7 произошло обрушение междукамерного целика и потолочины с последующим выходом первичной воронки на дневную поверхность.

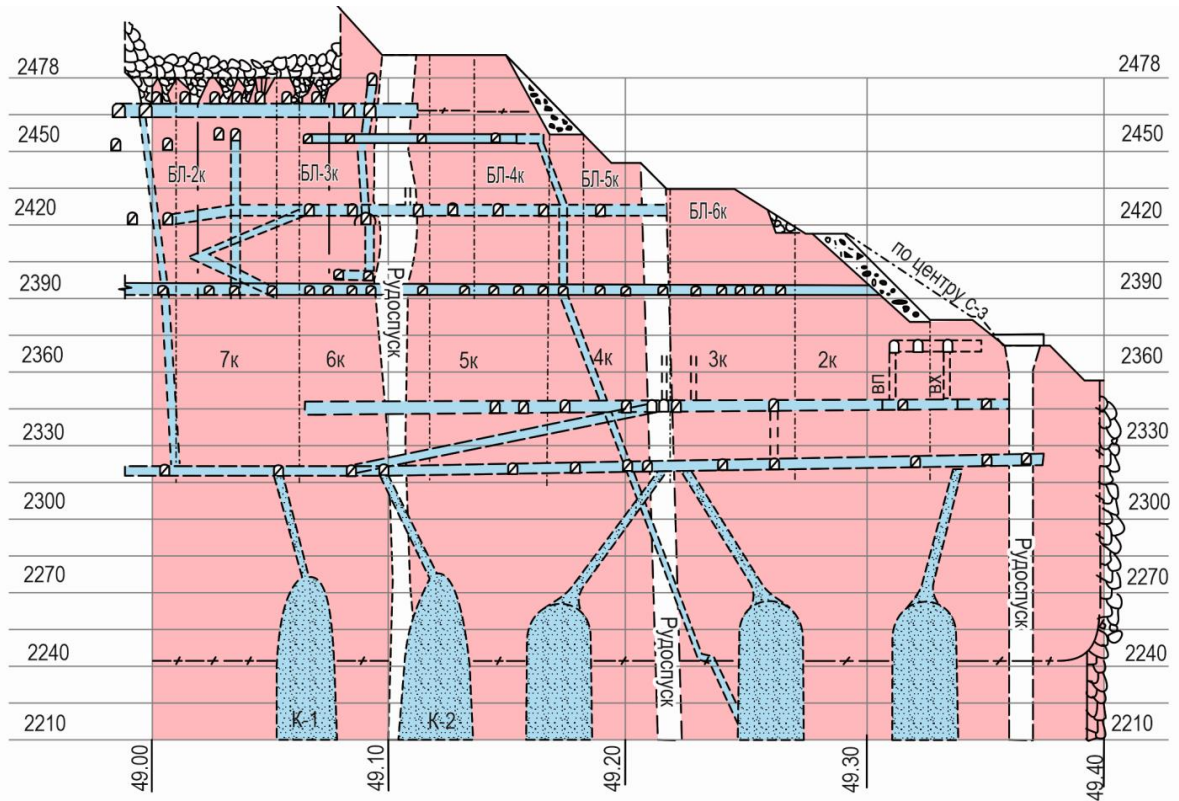


Рисунок 2.13 – Схема отработки прикарьерных запасов по Слепой залежи

Обрушение произошло с углом разрыва, равным углу сдвижения рудопородного массива (Рисунок 2.14) [27,90].

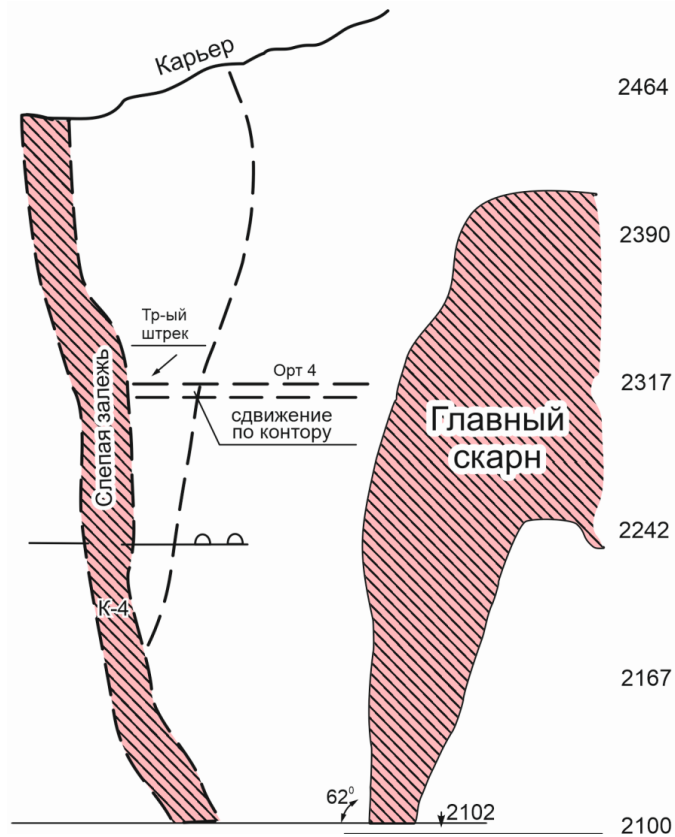


Рисунок 2.14 - Граница сдвижения горного массива

В момент обвала между горизонтами 2317 м и 2390 м скорость оседания пород достигала до 3 мм/с, массив деформировался с образованием трещин на бермах уступов. Степень подработанности и деформационные процессы в бортах Мукуланского карьера показаны на рисунке 2.15.



Рисунок 2.15 - Процессы деформирования бортов карьера

До начала деформирования соседнего с камерами 6-7 рудо-породного массива в бортах карьера «Мукуланский» образовался участок поверхности скольжения. В результате отработки камер 6-7 на дневную поверхность за год вышло 13 воронок [27,90].

Северо-западный борт карьера «Мукуланский» (Рисунок 2.16) имел высоту уступов до 50 м с углом откосов 40-50°, средним углом наклона 27-29°.

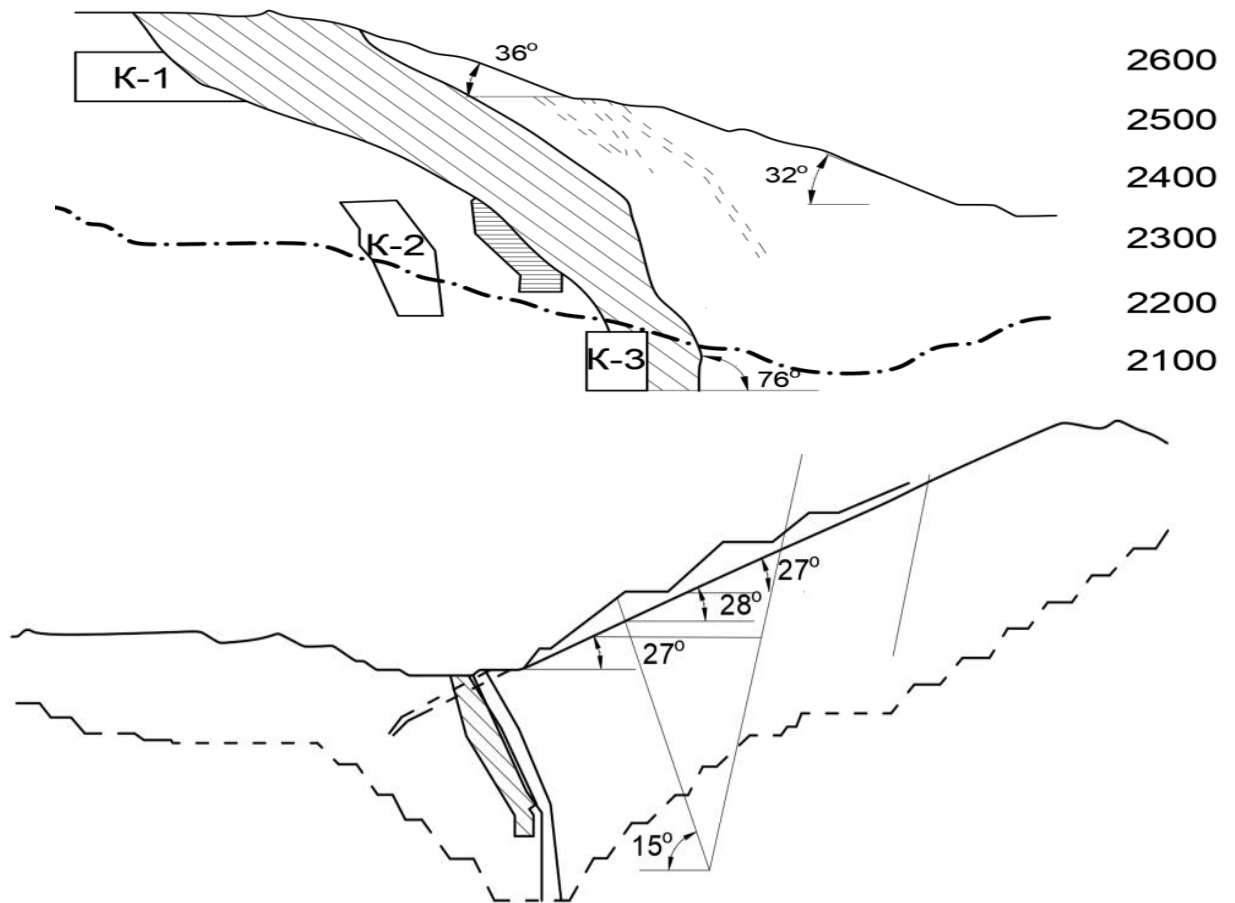


Рисунок 2.16 - Параметры борта карьера: К – очистные камеры

Результаты оценки деформационного состояния рудного массива представлены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 - Данные маркшейдерских замеров

Слагающие элементы	Горизонт	Скорость оседания пород, мм/с		Коэффициент структурного ослабления
		максимальная	средняя	
Слепая залежь	2240	14	2,7	0,38
Слепая залежь	2390	15	3,0	0,42
Главный скарн	2317	11	2,5	0,36
Главный скарн	2390	17	3,0	0,43
Карьер «Мукуланский»	2464	9	2,3	0,33

Анализ процессов, происходящих в зонах влияния открытых и подземных горных работ позволил установить:

- в непосредственной близости от участков производства открытых и

подземных работ возникает зона нарушенности рудо-породного массива с минимальной несущей способностью, за которой следует зона ослабленных пород запредельного деформирования с возрастанием устойчивости по мере удаления от места ведения очистных работ;

- в ранее отработанном пространстве протекающие геомеханические процессы увеличивают тектоническую нарушенность массива горных пород, снижая его устойчивость, в результате чего сдвигание горных пород сопровождается нарушением связи между структурными блоками пород и снижением параметров устойчивых обнажений;

- значения коэффициента структурного ослабления, в зависимости от густоты и ориентации трещин меняется от 0,33 до 0,43.

Выводы по 2 главе:

2.1 Структура Тырнаузского рудного поля определяется системой тектонических покровов, сформировавшихся в условиях сжатия, скомпенсированного развитием надвигов и пластическими деформациями горных пород, выжатых в форме покровов.

2.2 Породный массив помимо тектонических нарушений, характеризуется наличием систем техногенных трещин различной протяженности, которая увеличивается снизу вверх по падению залежи, что связано влиянием открыто-подземных горных работ.

2.3 Методом морфоструктурного и линеаментного анализа выявлено 12 тектонических нарушений 3-5 ранга, которые будут оказывать влияние на устойчивость очистных камер при отработке Тырнаузского месторождения.

2.4 Произведено районирование месторождения на 7 доменов на основе оценки интенсивности вертикальных перемещений блоков по системе разломов, образующих рельеф различной глубины заложения. В лежащем боку рассматриваемых рудных тел, в основном, расположены мраморы, что обеспечивает устойчивость камер и выработок со стороны лежащего бока, а в висячем боку расположены роговики, что приводит к дополнительному разубоживанию руды.

2.5 В непосредственной близости от участков производства открытых и подземных работ возникает зона нарушенности рудо-породного массива с минимальной несущей способностью, за которой следует зона ослабленных пород запредельного деформирования с возрастанием устойчивости по мере удаления от места ведения очистных работ.

2.6 Сухая породная закладка не создает подпора сдвигающимся породам и не способствует предотвращению процессов деформирования и разрушения рудовмещающего массива.

3. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОГЕННО НАРУШЕННЫХ РУД

3.1 Характер распределения напряжений в условиях разработки Тырныаузского месторождения

В общем случае величина напряжений в ненарушенном массиве горных пород определяется из выражения [34]:

$$\sigma_1 = \gamma H \quad (3.1)$$

$$\sigma_2 = \sigma_3 = m\gamma H \quad (3.2)$$

где: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – главные составляющие тензора напряжений; γ – объемный вес пород; m – коэффициент бокового распора.

В дискретных массивах напряжения определяются из выражения

$$\sigma_1 \pm k\sigma_{2,3} \quad (3.3)$$

где: k – коэффициент учитывающий структурно-тектонических условий отработки.

В условиях разработки Тырныаузского месторождения параметры напряженно-деформированного состояния рудного массива определяются тектоническими полями напряжений и конструкцией рельефа местности. В условиях высокогорья массив горных пород рассматривается как горизонтальное изотропное тело, на которое воздействуют объёмные силы веса, усиленное приложением к граничной площадке системы вертикальных сил от дополнительного веса горы. (Рисунок 3.1).

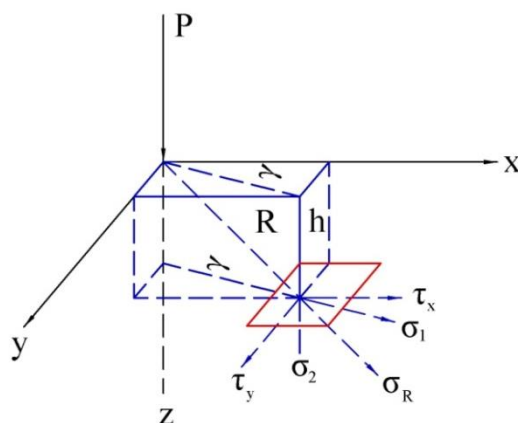


Рисунок 3.1 - Схема напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Исходя из расчетной схемы, радиальные сжимающие напряжения, действующий в вертикальном и горизонтальном направлении:

$$\sigma_r = -\frac{3p}{2\pi} \cdot \frac{h^3}{R^5} \quad (3.4)$$

$$\sigma_r = \frac{p}{2\pi} \cdot \left[-\frac{3hr^2}{R^5} + \frac{1+2r}{R(R+h)} \right] \quad (3.5)$$

Напряжения сдвига определяются как:

$$\tau_x = \frac{3P}{2\pi} \cdot \frac{xh^2}{R^5} \quad \text{и} \quad \tau_y = \frac{3P}{2\pi} \cdot \frac{yh^2}{R^5} \quad (3.6)$$

Установлено, что по мере приближения к естественному склону нагорного месторождения величина тензора напряжений увеличивается и на контуре не переходит в нулевое состояние, а принимает значение, равное $0,2 \div 0,3 \gamma H$, тогда как, горизонтальные напряжения могут принимать значения выше вертикальных [53].

На рисунке 3.2 приведены расчетные схемы, позволяющие определить напряжения из выражений:

$$\sigma_x = 0,5 \cdot \lambda \cdot \gamma \cdot y \quad (3.7)$$

$$\sigma_y = 0,5 \cdot \gamma \cdot y \quad (3.8)$$

$$\tau_{xy} = 0,5 \cdot \gamma \cdot y \quad (3.9)$$

где: λ - величина бокового распора.

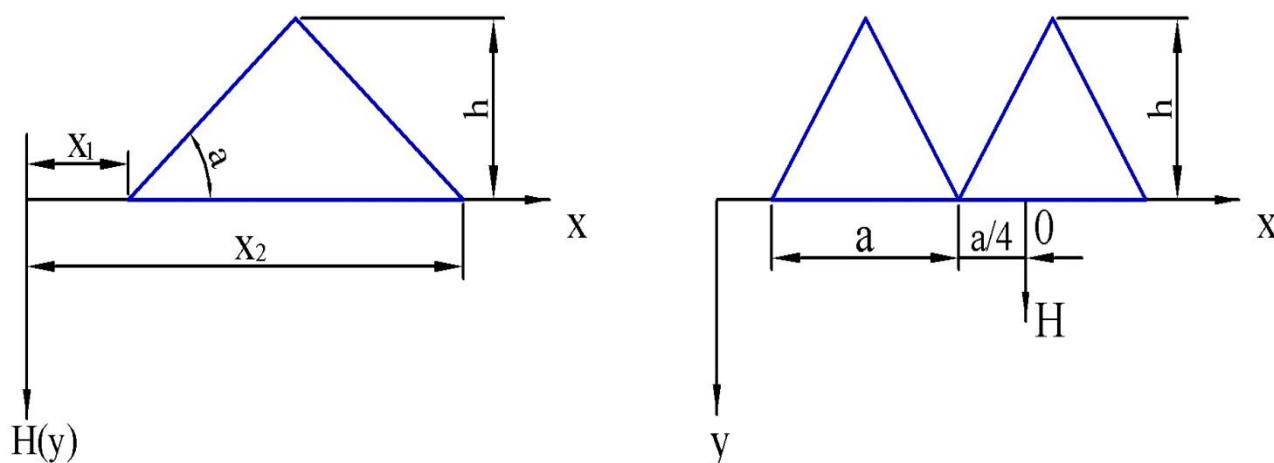


Рисунок 3.2 – Схемы для определения НДС массива рельефа нагорного месторождения

$$\sigma_x = \lambda \cdot \gamma \cdot H \left(1 + \frac{h'}{H}\right) \quad (3.10)$$

$$\sigma_y = y \cdot H \left(1 + \frac{h'}{H}\right) \quad (3.11)$$

где: $h' = \frac{h}{H}$ - средняя высота гор.

При глубинах $H < 0,5 h$ вертикальные напряжения у подножья в $1,25 \div 1,5$ раза выше γH , у вершины горы вертикальные напряжения принимают значения равные $0,7-0,8 \gamma H$ [36].

При разработке запасов месторождения с полной закладкой выработанного пространства рост опорного давления будет сопровождаться деформированием массива налегающей толщи руд вследствие уплотнения под ним слоя закладки, что приведет к увеличению протяженности зоны опорного давления, (Рисунок 3.3).

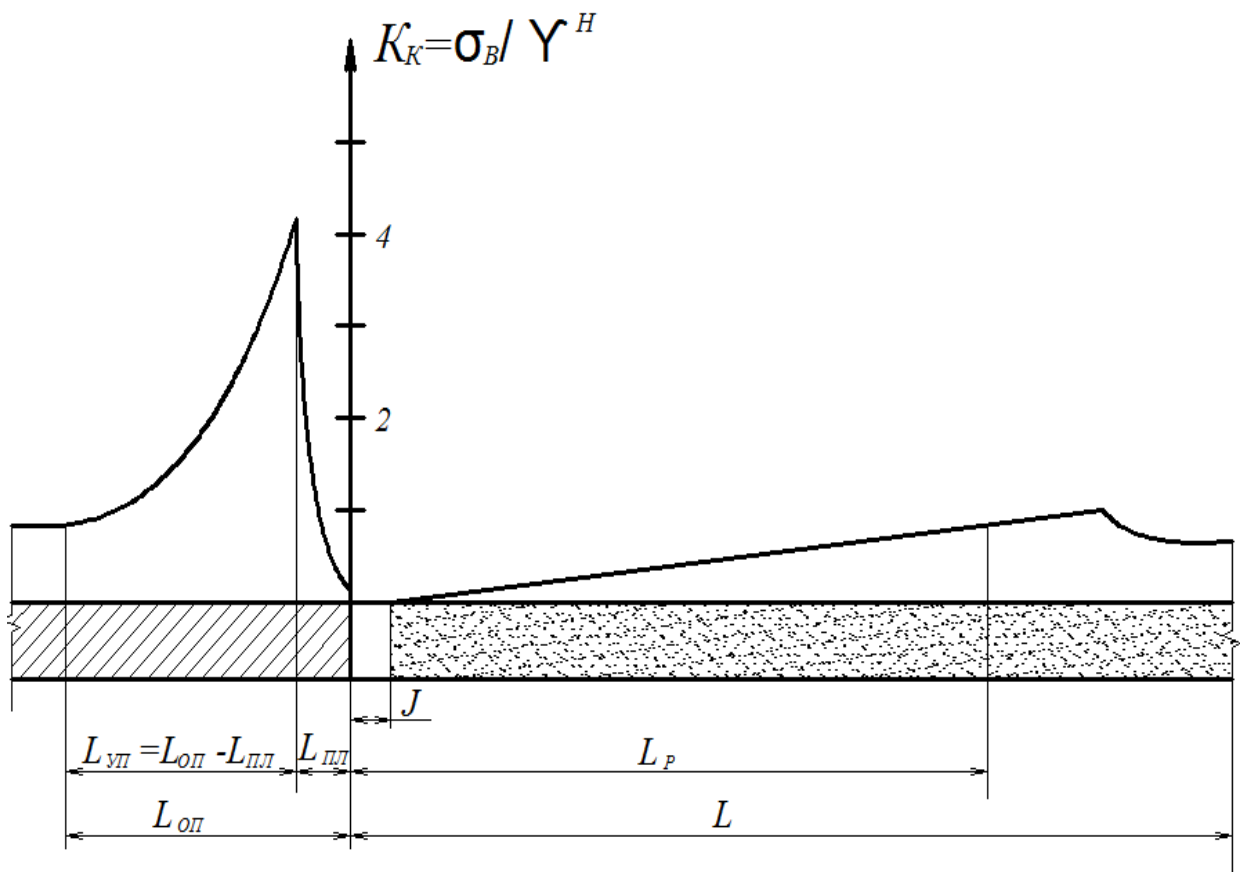


Рисунок 3.3 – Распределения давления в окрестности выработки:

$L_{ПЛ}$, $L_{УП}$, $L_{ОП}$, $L_{Р}$ – соответственно ширина пластической и упругой зон, зоны разгрузки и опорного давления; L – пролет подработки; J – ширина выработки

Исследования показали, что вследствие ограничения свободного сдвижения и разрушения пород кровли закладка выработанного пространства будет препятствовать развитию процессов деформирования налегающей толщи, как над выработанным пространством, так и впереди очистного фронта.

3.2. Закономерности взаимодействия твердеющего закладочного массива с вмещающими породами в ходе стадийной отработки месторождения

Условия работы массива из твердеющей закладки существенно зависят от принятой технологии работ, параметров системы разработки, уровня и схемы распределения напряжений, действующих в искусственном массиве (Рисунок 3.4).

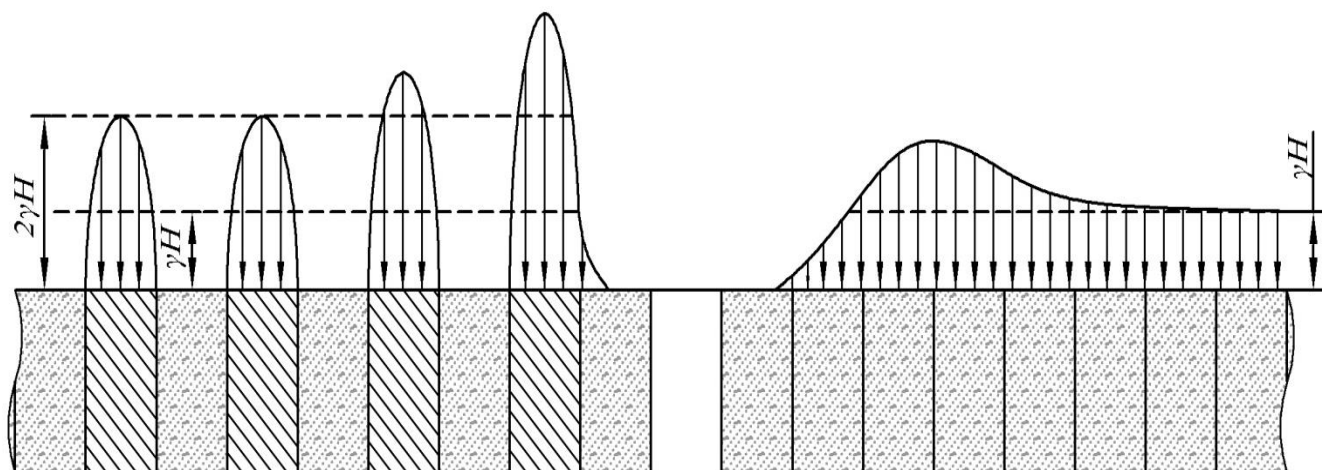


Рисунок 3.4 – Схема распределения напряжений при отработке запасов по камерно-целиковой схеме

Напряжения, действующие в массиве из твердеющей закладки на первой стадии отработки, определяются из выражения [84]:

$$\sigma_1^H = \frac{K_\alpha \gamma_{np} H_{np} S_{кр}}{S_u} + \gamma_n h_n, \text{ МПа} \quad (3.12)$$

где σ_1^H – напряжения, действующие в искусственном массиве, МПа;

K_α – коэффициент влияния угла падения залежи на величину нагрузки;

γ_{np} – удельный вес пород, кН/м³;

H_{np} – мощность толщи пригружающих пород, м;

$S_{кр}$ – площадь пород налегающей толщи, м²;

$\gamma_{и}$ – удельный вес закладки, кН/м³;

$S_{и}$ – площадь сечения сформированного искусственного массива, м²;

$h_{и}$ – высота закладочного слоя, м.

В условиях камерно-целиковой выемки руды расчет прочности закладки на сжатие в сформированных искусственных целиках первой стадии отработки запасов производят по формуле [69,84]:

$$\sigma_{сж}^н = \frac{\sigma_{и} K_3}{K_{\phi} K_d}, \text{ МПа} \quad (3.13)$$

где $\sigma_{и}$ – напряжение в сформированном искусственном массиве, МПа;

K_{ϕ} – коэффициент формы;

K_3 – коэффициент запаса прочности,

K_d – коэффициент длительной прочности.

Коэффициент формы (K_{ϕ}) определяется соотношением ширины целика ($a_{и}$) и его высоты ($h_{и}$) и определяется по выражению [1,84]:

$$K_{\phi} = \sqrt{\frac{a_{и}}{h_{и}}} \text{ при } a_{и} > h_{и} \quad (3.14)$$

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \frac{a_{и}}{h_{и}} \text{ при } a_{и} < h_{и} \quad (3.15)$$

В условиях второй стадии выемки запасов, применяя камерно-целиковый порядок их отработки напряжения в сформированных искусственных целиках ($\sigma_2^н$) определяется из выражения [69]:

$$\sigma_2^н = \frac{K_{\alpha} K_{и} \gamma H L_{и}}{L_{и}} + \gamma_{и} H_{и}, \text{ МПа} \quad (3.16)$$

Где K_{α} – коэффициент, учитывающий влияние массы налегающих пород;

$L_{и}$ – ширина блока, м;

$L_{и}$ – ширина сформированного искусственного массива;

$H_{и}$ – высота сформированного искусственного массива, м;

Напряжения в целиках определяют по формуле [86]:

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1, X_2, \dots, X_n) = v_{1i}(X_i), \quad (3.17)$$

где: $i=1,2,3, \dots, n$ – число целиков;

$v_i(-\gamma H)$ – смещение на контуре кровли под действием собственной масс;

$v_i(X_1, X_2, \dots, X_n)$ – смещение на контуре кровли от реактивного действия целиков;

$v_{1i}(X_i)$ – собственные укорочения целиков.

Для вычисления смещений $v_i(-\gamma H)$ используют решение Н.И. Мухелишвили для щелевого выреза [86]:

$$v_i(-\gamma H) = \frac{2\gamma H(1-\mu^2)}{E_n} \sqrt{1 - \left(\frac{x_i}{L'}\right)^2}, \quad (3.18)$$

где: L' – половина пролета панели;

μ – коэффициент Пуассона;

x_i – координата i -й точки смещения кровли;

H – глубина разработки;

E_n – модуль деформаций вмещающих пород.

Смещение $v_i(X_1, X_2, \dots, X_n)$ над i -м целиком от воздействия целиков

$$v_i(X_1, X_2, \dots, X_n) = \frac{(1-\mu^2)L'}{\pi E_n} \sum_{i=1}^n X_i 4(1-x^2) \arccos \left[\varepsilon_i \eta_i + \sqrt{(1-\varepsilon_i^2)(1-\eta_i^2)} \right] - (x - \varepsilon_i) \ln \frac{1-x\varepsilon_i - \sqrt{A_i}}{1-x\varepsilon_i + \sqrt{A_i}} + (x + \varepsilon_i) \ln \frac{1+x\varepsilon_i - \sqrt{A_i}}{1+x\varepsilon_i + \sqrt{A_i}} - (-x + \eta_i) \ln \frac{1-x\eta_i - \sqrt{B_i}}{1-x\eta_i + \sqrt{B_i}} - (x + \eta_i) \ln \frac{1+x\eta_i - \sqrt{B_i}}{1+x\eta_i + \sqrt{B_i}} \quad (3.19)$$

где: ξ_i, η_i, x – безразмерные координаты начала, конца и центра целика в долях $2L'$;

$$A_i = (1 - \varepsilon_i^2)(1 - x^2), B_i = (1 - \eta_i^2)(1 - x^2), \quad (3.20)$$

Собственные упругие деформации рудных целиков в условиях плоской деформации

$$v_{1i} x_i^p = \frac{h_i(1-\mu_p^2)}{E_i'} X_i^p \quad (3.21)$$

где: E_i' – модуль деформации рудного целика.

После извлечения запасов первичных камер перемещения описываются системой уравнений вида

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1^p, X_2^p, \dots, X_n^p) = v_{1i}(X_i^p) \quad (3.22)$$

При выемке целиков второй очереди учитывают деформации рудных целиков к моменту заполнения камер закладкой. Для искусственных целиков первой очереди

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1^p, X_2^p, \dots, X_n^p, X_1^3, X_2^3, \dots, X_n^3) = v_{1i}(X_i^3) + v_{1i}(X_{10ч}^p); \quad (3.23)$$

для рудных целиков

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1^p, X_2^p, \dots, X_n^p, X_1^3, X_2^3, \dots, X_n^3) = v_{1i}(X_{10ч}^p); \quad (3.24)$$

где: $v_{1i}(X_{10ч}^p)$ - деформации рудных целиков, берутся как среднее двух соседних с искусственным;

$v_{1i}(X_i^3)$ - собственные деформации искусственного целика, определяемого при условии плоской деформации:

$$v_{1i}(X_i^3) = \frac{h_i(1-\mu_3^2)}{E_3} X_i^3 \quad (3.25)$$

μ_3 – коэффициент Пуассона закладки;

E_3 – модуль деформации закладочного массива.

Нагрузка на искусственные целики при выемке вторичных камер рассчитывают с учетом деформаций на первой и последующих стадиях отработки.

Для целиков первой очереди из закладки

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1^3, X_2^3, \dots, X_n^3) = v_{1i}(X_i^3) + v_{1i}(X_{10ч}^p), \quad (3.26)$$

для второй очереди

$$v_i(-\gamma H) - v_i(X_1^3, X_2^3, \dots, X_n^3) = v_{1i}(X_i^3) + v_{1i}(X_{10ч}^p) + v_{1i}(X_{20ч}^3) \quad (3.27)$$

Нормативная прочность закладки:

для целиков

$$[\sigma_H^{\text{зак}}] = \frac{\sigma_{K_3} K_{\text{кон}}}{K_\phi K_d}, \quad (3.28)$$

для потолочин

$$[\sigma_H^{\text{зак}}] = \frac{\sigma_{K_3}}{K_d}, \quad (3.29)$$

где: K_3 – коэффициент запаса прочности;

K_ϕ – коэффициент формы;

K_d – коэффициент длительной прочности;

$K_{\text{кон}}$ – коэффициент контактируемости.

Если распределения прочности и нагрузок подчиняются нормальному закону, то коэффициент запаса прочности предлагается рассчитывать по методу А.Р. Ржаницына [86], позволяющему находить его с требуемым уровнем надежности:

$$K_3 = \frac{1 + \sqrt{\Delta^2(A_{[\sigma]}^2 + A_p^2) - \Delta^2 A_{[\sigma]}^2 A_p^2}}{1 - \Delta^2 A_p^2} \quad (3.30)$$

где: A_p , – изменчивость нагрузки % ;

$A_{[\sigma]}$ - изменчивость прочности % ;

Δ - характеристика безопасности;

$\Phi(\Delta) = I - \nu$ – функция Лапласа, по которой рассчитывается характеристика безопасности;

ν – вероятность разрушения; $\nu = I - p_I$; p_I – уровень надежности.

В условиях отработки запасов по камерно-целиковой схеме выемки, за счет перераспределения напряжений при отработке камер первой очереди и увеличения нагрузки на искусственные целики при выемке камер второй очереди имеют место обрушения сформированного ранее закладочного массива.

3.3. Моделирование напряженно-деформированного состояния рудовмещающего массива в зависимости от стадийности отработки запасов

В условиях разработки рудных тел открытым и подземным способами появляется необходимость в учёте воздействия нарушения геодинамического равновесия, вызванное групповым влиянием факторов от применения комбинированного способа разработки [3]. Выявлены зоны с повышенной трещиноватостью пород в непосредственной близости бортов Мукуланского карьера, очень часто согласующиеся с тектоническими нарушениями.

Для выполнения теоретических расчетов устойчивости элементов горнотехнической системы и выполнения их моделирования необходимо выполнить комплексное рассмотрение структурных особенностей рудо-породного

массива и закономерностей распределения параметров вторичного напряженно-деформированного состояния.

Моделированием на эквивалентных материалах решались горнотехническая задача, связанная с оценкой напряженного состояния с учетом геологической структуры и отработкой рудной залежи в сплошном с наклоном стенок камер на рудный массив и камерно-целиковом порядке. Подбор эквивалентных материалов производится на основе известных зависимостей [8]:

$$\sigma_{сж_м} = \alpha_1 \cdot \alpha_\gamma \cdot \sigma_{сж_н}, \quad (3.31)$$

$$E_м = \alpha_1 \cdot \alpha_\gamma \cdot E_н, \quad (3.32)$$

где: $\sigma_{сж_н}$ и $\sigma_{сж_м}$ – прочностные на одноосное сжатие натуре и модели,

$E_н$ и $E_м$ – модули деформаций натуре и модели;

$\alpha_1 = 500$ – масштаб моделирования;

$\alpha_\gamma = \gamma_{мод} / \gamma_{нат} = 0,55$ – масштаб удельных весов.

Рудоносная часть интрузии, представленная в натуре высоко модульными, хрупкими породами, формировалась песчано-эпоксидароматическими материалами. Остальной массив горных пород воспроизводится песчано-парафиновым материалом.

При разработке эквивалентного материала прочностные свойства эквивалентного материала в массиве коррелировались структурным ослаблением реальных горных пород. Среднее значение коэффициента структурного ослабления составляло 0,4. Прочность материала модели, изменялась в пределах от 0,032 до 0,067 МПа. Модель рудо-породного массива горных пород отображена на рисунке 3.5.

Микродатчики напряжений МДГ-3 закатывались по простиранию рудного тела на горизонтах через каждые 5 см, что соответствует 20 м натуре.

После стабилизации характеристик эквивалентного материала в опалубке стенда, были установлены пригрузочное устройство и один ряд марок для оценки подвижки подрабатываемого массива горных пород. Марки размещались в модели с интервалом 5 см, что соответствует 20 м натуре, смещение которых фиксировалось фотоаппаратом.



Рисунок 3.5 – Модель рудо-породного массива

Опрос микродатчиков напряжений в системе СИИТ-3 обеспечивалось по внешнему сигналу с компьютера. Отработка рудной залежи моделировалась методом выпиливания в рудном массиве щели, высота которой принималась равной усадке закладочного массива. Усадка закладочного массива по данным работы [7] составляет до 5-7% от высоты возводимого массива.

Поле техногенных напряжений оценивалось уровнем напряжений, изменяющимся в пределах от 15 до 18 МПа. После формирования в массиве модели основных структурных нарушений поле первичных напряжений изменилось; сформировались зоны повышенных напряжений достигающих до 25 МПа. Результаты моделирования влияния тектонических нарушений на характер перераспределения поля первичных напряжений представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Характер перераспределения поля первичных напряжений

Удаление от зоны очистных работ, м	0	5	10	15	20	25	30	35	40	45
Коэффициент концентрации напряжений	1,02	1,15	1,18	1,1	1	1,05	1,04	1,09	1,15	1

В большей степени зоны повышенных напряжений с коэффициентом концентрации, достигающим в максимуме 1,18 проявлялись в зонах тектонических нарушений в 10 м от зоны очистных работ (Рисунок 3.6).

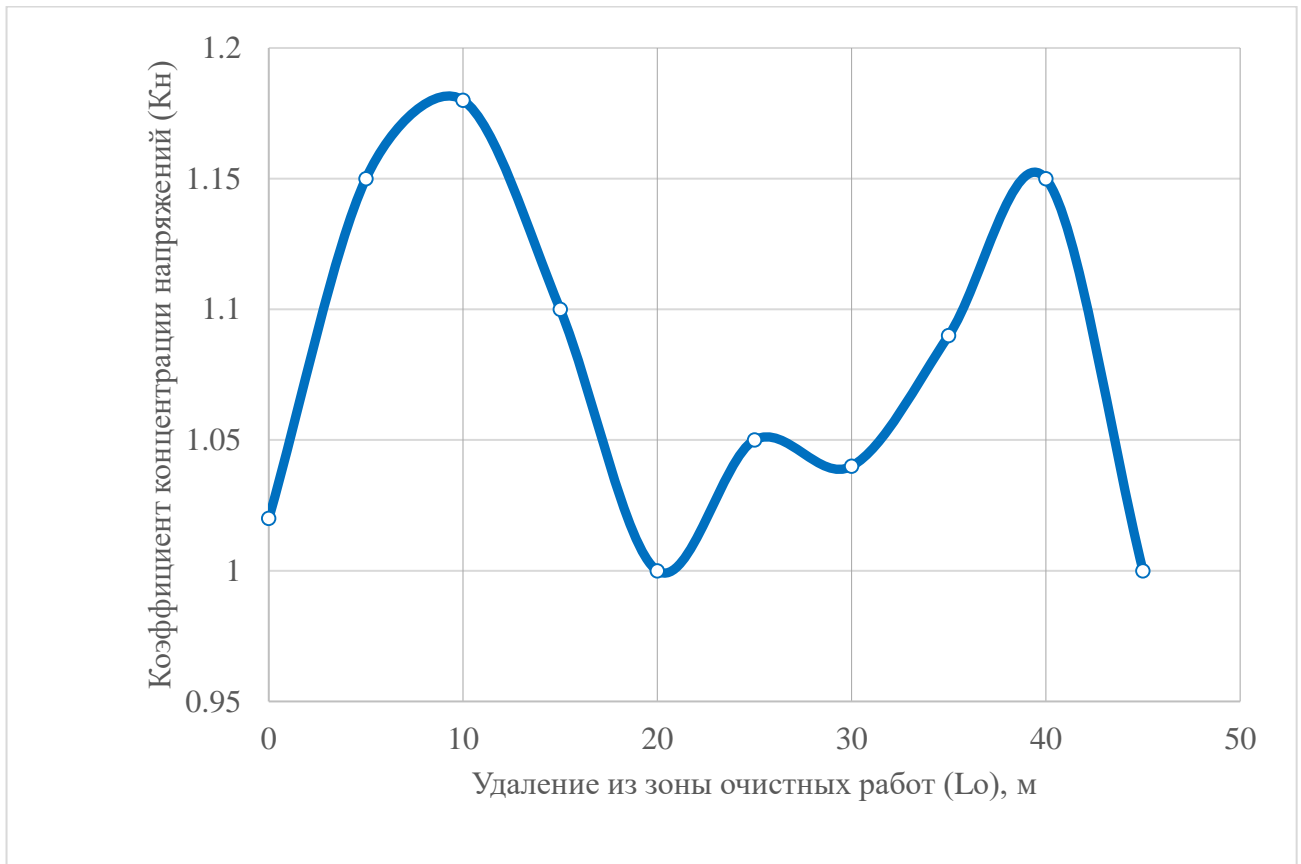


Рисунок 3.6 – Характер перераспределения поля первичных напряжений

Процессы формирования напряжений и деформаций в выработанном пространстве в зависимости от стадийности отработки и закладки очистных камер моделировались в два этапа, сначала определяли характер распределения напряжений по мере развития очистных работ, затем устанавливали параметры сдвига подработанного массива горных пород.

Исследования показали, что в начальной стадии отработки рудной залежи коэффициент концентрации напряжений в зонах влияния опорного давления изменяется в пределах от 1,22 до 1,38 и в среднем составлял 1,25 (Таблица 3.2, рисунок 3.7). Напряжения при этом изменялось в диапазоне от 21,1 до 25,7 МПа, в среднем составляя 22,9 МПа. При дальнейшем развитии очистных работ и приближения их границам открытых работ напряженность рудного массива в зоне опорного давления возрастает. Коэффициент концентрации напряжений при этом

изменяется в диапазоне от 1,32 до 2,28 и в среднем составляет 1,65. Напряжения в максимуме достигают до 27,3 МПа.

Таблица 3.2 - Характер перераспределения напряжений

Удаление от зоны очистных работ, L_0 , м	0	5	10	15	20	25	30	35	40	45
Порядок отработки:	Коэффициент концентрации напряжений, K_H									
Сплошной порядок	1,22	1,68	1,025	0,98	0,81	0,89	1,19	1,125	1,95	1,35
Камерно-целиковый	1,35	1,92	1,325	1,02	0,9	0,81	0,92	1,58	2,28	1,5

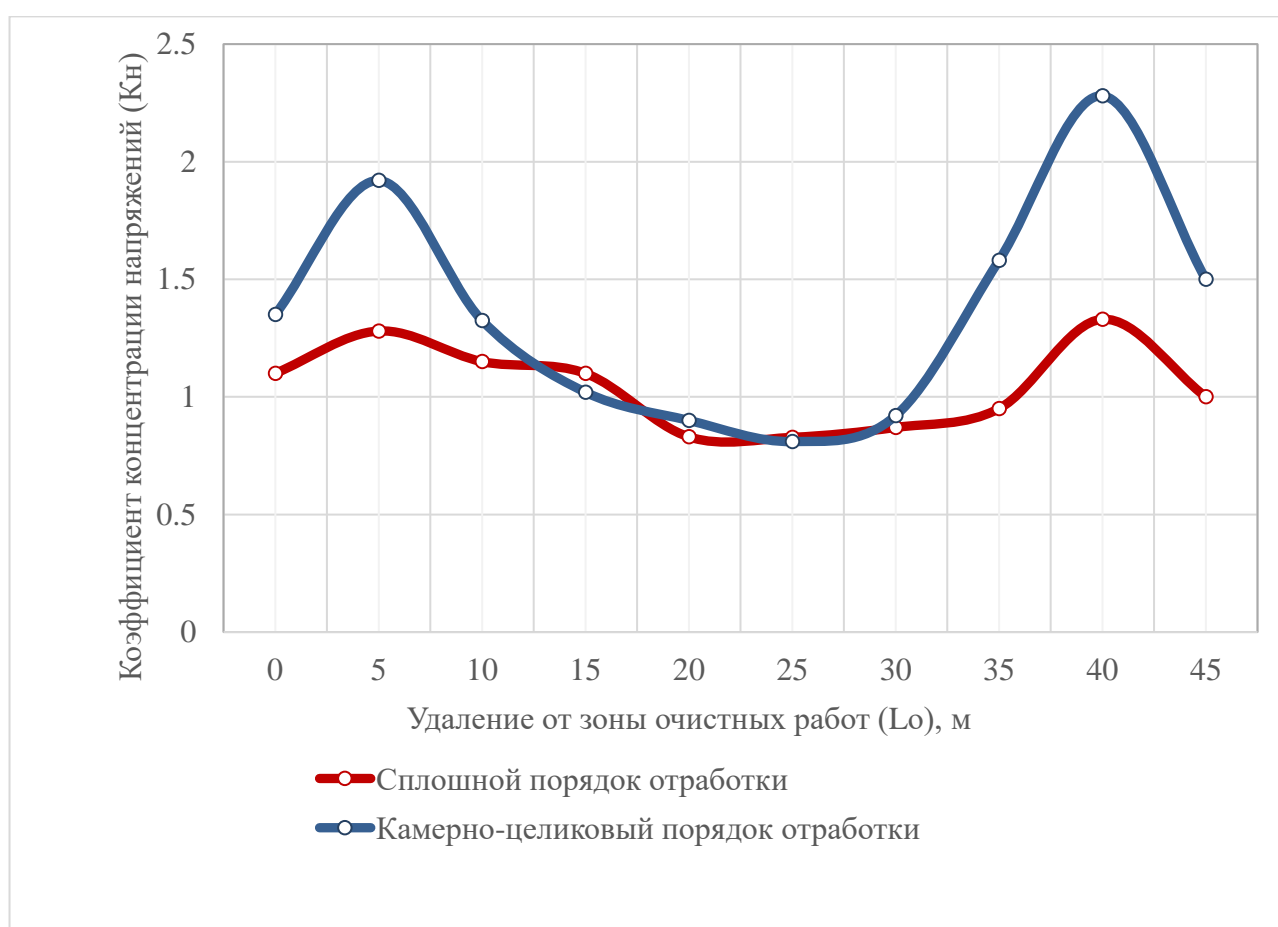


Рисунок 3.7 – Распределение напряжений при развитии очистных работ

Распределение коэффициента концентрации напряжений по мере удаления от зоны очистных работ при камерно-целиковом порядке отработки:

$$y = -0,0007 x^5 + 0,0116x^4 - 0,0239x^3 - 0,3385x^2 + 1,3477x + 0,4067 \quad (3.33)$$

$$R^2 = 0,912$$

$$K_H = -0,0007 L_0^5 + 0,0116 L_0^4 - 0,0239 L_0^3 - 0,3385 L_0^2 + 1,3477 L_0 + 0,4067 \quad (3.34)$$

Распределение коэффициента концентрации напряжений по мере удаления от зоны очистных работ, при сплошном порядке отработки с наклоном стенок камер на рудный массив:

$$y = -0,0005x^5 + 0,0114x^4 - 0,0789x^3 + 0,1647x^2 + 0,0234x + 0,9919 \quad (3.35)$$

$$R^2 = 0,8892$$

$$K_H = -0,0005L_0^5 + 0,0114L_0^4 - 0,0789L_0^3 + 0,1647L_0^2 + 0,0234L_0 + 0,9919 \quad (3.36)$$

В целом формирование поля напряжений при отработке рудной залежи характеризуется концентрацией напряжений в зоне опорного давления и релаксацией напряжений в закладочном массиве; распределение напряжений с вероятностью 0,89-0,91 подчиняется тренду с полиномиальным уравнением пятой степени.

Параметры сдвига подрабатываемого массива горных пород зависят от пролета подработки и в начальной стадии очистных работ характеризуются незначительными величинами. Величины сдвижения подработанного массива горных пород при пролете подработки 40 м не превышают 12 мм.

По мере увеличения пролета подработки до 80 м и приближения очистных работ к границам открытых работ величины сдвижения массива горных пород возрастают и в максимуме составляют 170 мм.

Характер сдвижения массива горных пород, как и в случае распределения напряжений, также подчиняется с вероятностью 0,9-0,95 тренду с полиномиальным уравнением пятой степени, в соответствии с рисунком 3.8.

Таблица 3.3 - Характер оседания подработанного массива горных пород

Удаление от зоны очистных работ, L ₀ , м	0	12	24	36	48	60	72	84
Порядок отработки	Оседание подработанного массива горных пород, V ₀ мм							
Камерно-целиковый	0	-0,42	-1,7	-2,46	-2,3	-1,3	-1,3	-0,33
Сплошной порядок	0	0	-0,33	-0,85	-0,4	-0,03	0	0

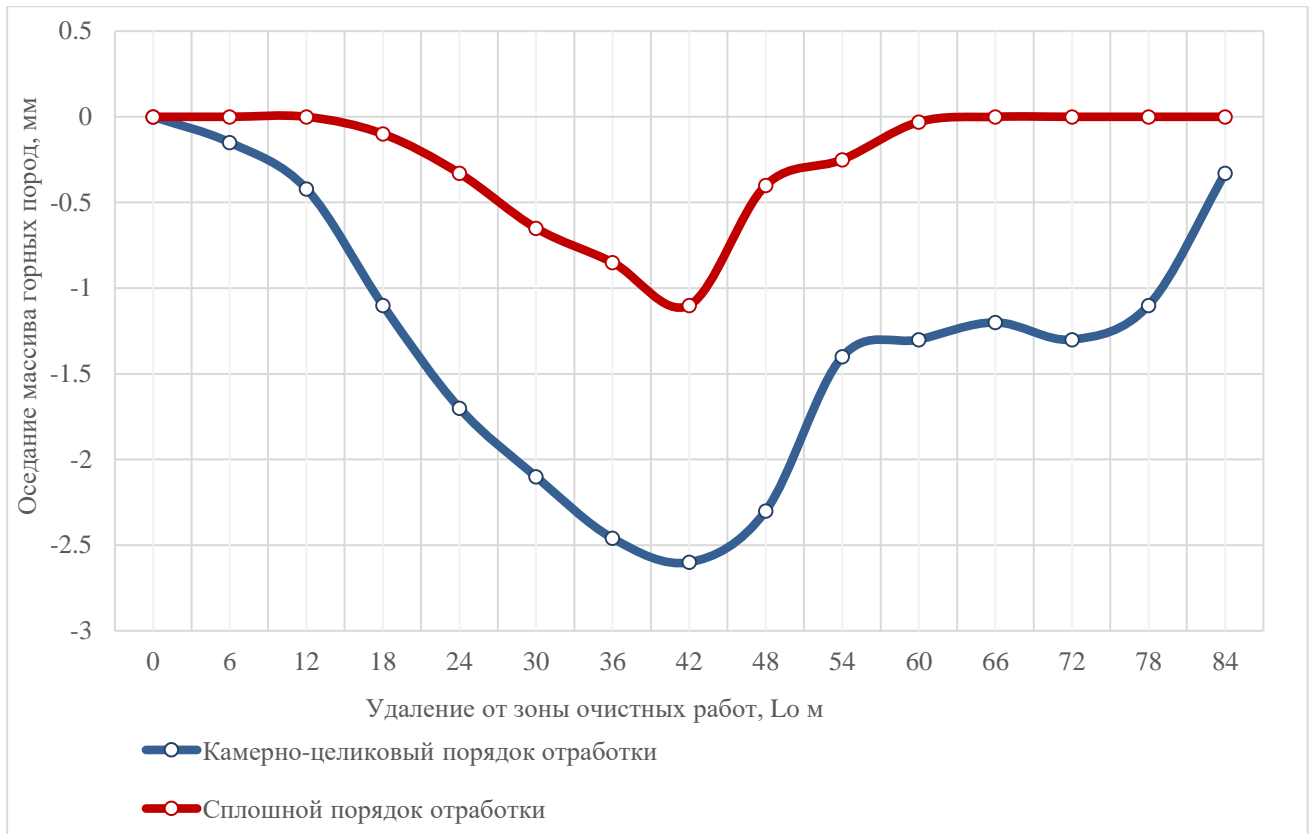


Рисунок 3.8 – Оседание подработанного массива горных пород

Оседание подработанного массива горных пород при камерно-целиковом порядке отработки в зависимости от пролета отработки:

$$y = 0,0003x^5 - 0,0116x^4 + 0,1806x^3 - 1,1794x^2 + 2,6499x - 1,757 \quad (3.37)$$

$$R^2 = 0,9523$$

$$V_0 = 0,0003 L_0^5 - 0,0116 L_0^4 + 0,1806 L_0^3 - 1,1794 L_0^2 + 2,6499 L_0 - 1,757 \quad (3.38)$$

Оседание подработанного массива горных пород при сплошном порядке отработки в зависимости от пролета отработки:

$$y = - 0,0016x^5 + 0,0264x^4 - 0,1986x^3 + 0,657x^2 - 0,905x + 0,4112 \quad (3.39)$$

$$R^2 = 0,9068$$

$$V_0 = - 0,0016 L_0^5 + 0,0264 L_0^4 - 0,1986 L_0^3 + 0,657 L_0^2 - 0,905 L_0 + 0,4112 \quad (3.40)$$

В сравнении со схемой разработки всей залежи с полной закладкой применение двухстадийной выемки запасов, с извлечением запасов камер по камерно-целиковой схеме дает различия в формировании напряжений и деформаций в выработанном пространстве и впереди фронта работ. Первая стадия выемки части запасов с закладкой будет сопровождаться увеличением нагрузки

на оставляемые между первичными камерами рудные целики. Эти целики под действием увеличившейся вертикальной нагрузки начнут опускаться, уплотняя закладочный массив в их почве. Оседание временных рудных целиков позади фронта выемки первичных камер будет проходить в виде просадочной волны с началом смещений впереди первичной линии выемки и заканчивающейся прекращением смещением позади нее. Величина относительных деформаций массива кровли, в сравнении с выемкой всей залежи с полной закладкой со сплошной выемкой камер, на этой стадии снизится, так как временные целики всей площадью опираются на уплотненный до определенной степени закладочный массив.

При действующих нагрузках и существующих пролетах отработки закладочный массив еще не выберет своих компрессионных свойств, поэтому напряжения во вторичных полосах будут возрастать не пропорционально площадям выемки первичных полос и, как ожидается, при сохранении закономерностей деформирования налегающей толщи не превысят γ_H . Уровень напряжений будет безусловно определяться временем сдвижения налегающей толщи.

Отработке запасов руды во вторичных камерах вызовет очередное перераспределение напряжений и деформаций рудного массива и налегающей толщи, причем общая картина напряженно-деформированного состояния во многом будет определяться опережением в отработке первичных и вторичных камер. Так как отработка вторичных полос сопровождается выходом обрушения в породы.

Одна из идей сплошного способа разработки заключается в локализации зон обрушения и сдвижения налегающей толщи без разрыва сплошности. В этом случае несущая способность передних целиков между локальными зонами обрушения должна обеспечить передачу веса подработанного массива на искусственные целики, сформированные выемкой первичных полос с закладкой. Перемещение налегающей толщи будет происходить в пределах податливости искусственного массива.

Высокая подвижность подработанного горного массива определяется наличием тектонических нарушений в налегающей толще пород, представленных сериями трещин и зонами дробления. Производство очистных работ активизирует расслоение и подвижку налегающей толщи, однако не влечет за собой существенного изменения напряженно-деформированного состояния в целиковой части массива на начальных стадиях отработки месторождения. С увеличением общего пролета отработанного и заложенного пространства возможен переход рудовмещающего массива пород в состояние упругого деформирования при камерно-целиковой схеме отработки.

3.4. Нормативная прочность закладочного массива

При действующих нагрузках и существующих пролетах отработки закладочный массив, вступая в режим неравно компонентного сжатия, оказывается нагруженным не равномерно (Рисунок 3.9). В центральной части давление создаваемое налегающей толщей пород составляет до 1,2 γH .

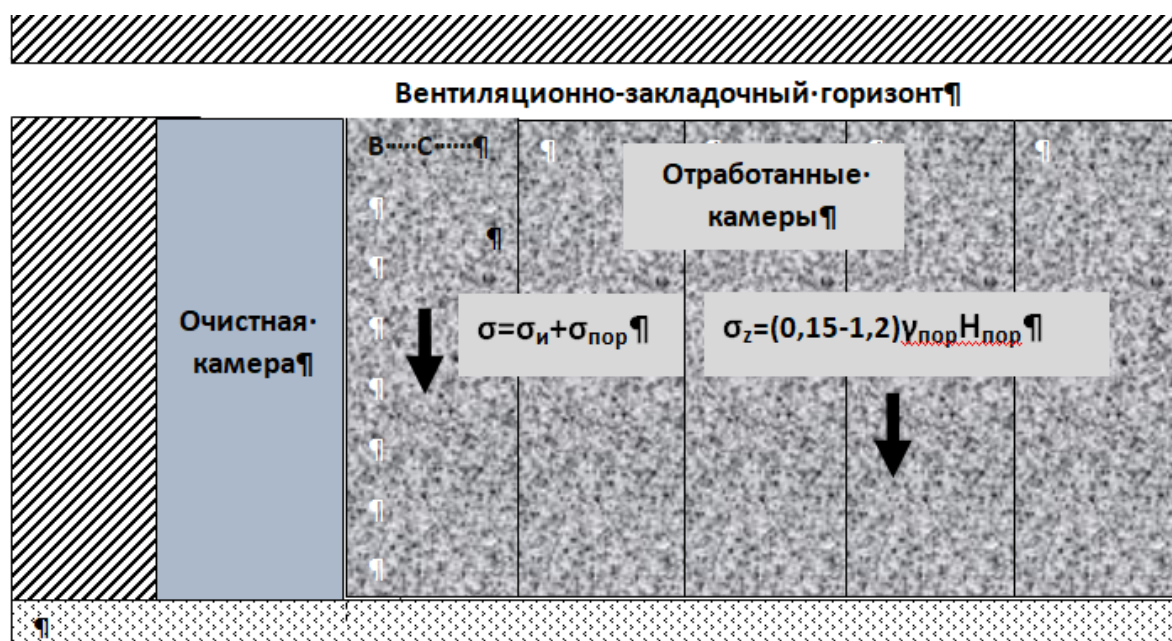


Рисунок 3.9 – Напряжения действующие в массиве из твердеющей закладки

В краевой части сформированного массива давление можно определить от собственного веса закладки:

$$\sigma_n = \gamma_n h_n, \quad (3.41)$$

где γ_n и h_n – удельный вес и высота закладочного массива.

На рисунке 3.10 представлена схема нагружения массива на границе ранее заложеной камеры. Исходя из схемы, в условиях объемного сжатия, соотношение между пределами прочностей можно определить из выражения [42,69]:

$$\sigma^{сж}_0 = k_0 k_{уп} \sigma_{сж} \quad (3.42)$$

где k_0 - коэффициент, учитывающий влияние ограничения боковой деформации на величину предела прочности материала на сжатие;

$k_{уп}$ - коэффициент упрочнения закладочного массива;

$\sigma^{сж}_0$ - предел прочности материала на сжатие в условиях частично ограниченной боковой деформации;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности материала на сжатие в условиях свободной деформации.

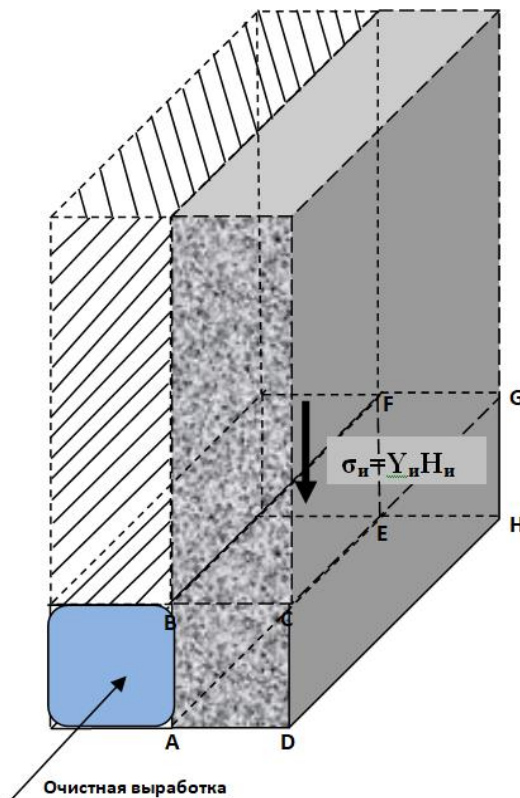


Рисунок 3.10 – Схема нагружения массива на границе ранее заложеной камеры

При введении коэффициентов k_0 и $k_{уп}$, в формулу 3.41, которые учитывают влияние ограничения боковой деформации на величину предела прочности сформированной закладки на сжатие и упрочнения закладочного массива при объемном сжатии $\sigma^{норм}_{сж}$ будет иметь вид [42,69]:

$$\sigma_{сж}^{норм} = \frac{\sigma_u k_3}{k_\phi k_\partial k_o k_{уп}} \quad (3.43)$$

где: $\sigma_{сж}^{норм}$ - нормативная прочность закладочной смеси, МПа;

σ_u - давление на участок массива из твердеющей смеси, МПа;

k_3 - коэффициент запаса прочности;

k_∂ - коэффициент длительной прочности;

$k_{уп}$ - коэффициент упрочнения массива при объемном сжатии;

k_ϕ - коэффициент формы.

Закладочные смеси должны иметь прочности в нормативные сроки твердения, сведенные в Таблицу 3.4.

Таблица 3.4 - Нормативная прочность закладочного массива

Варианты системы разработки с закладкой	Высота вертикального обнажения, м	Нормативная прочность закладки, МПа
Камерно - целиковая	до 75	5,5-6,0
Подэтажно-камерная с камерно-целиковой выемкой руды	до 25	4,8-5,2
Сплошная подэтажно-камерная	до 25	3,5 – 4,0
Сплошная этажно-камерная	до 75	3,7 – 4,4

Расчетная нормативная прочность закладочного массива в зависимости от заданной глубины разработки и параметров принятой системы разработки установлена в диапазоне от 3 до 5 МПа.

3.5. Исследование свойств материалов твердеющей закладочной смеси

Закладочные смеси, в состав которых входят отходы производства по своим реологическим свойствам имеют отличия от смесей на песчаном или гравийном составе, так как их химические составы изменчивы и зависят от качества обогащаемой руды и времени их окисления [42]. К данным смесям применяют более жесткие требования и на стадии изготовления они должны соответствовать указанным параметрам[42]:

- для свободного перемещения по закладочному трубопроводу иметь необходимую подвижность;

- после приготовления смеси должна сохранять подвижность в течение первых 3-5 часов;
- во время ее движения по трубам быть устойчивой к расслоению;
- после начала процесса твердения обладать способностью быстрого набора прочности;
- во время схватывания и твердения закладки иметь минимальную водоотдачу;
- иметь низкую абразивность[42].

В условиях первоначальной стадии отработки месторождения невозможно удовлетворить потребности закладочного комплекса имеющимися хвостами новой фабрики, в тоже время их применение будет сдерживаться необходимостью обезвоживания и их тонкодисперсным состоянием [42]. В результате чего, появляется необходимость вовлечения в отработку лежалых хвостов обогащения [42].

В зависимости от расчетного гранулометрического состава закладочной смеси выбирается схема приготовления закладочных бетонов (доизмельчение или сепарация исходных продуктов, порядок их введения в состав смеси). Определение гранулометрического состава хвостов проводилось по ГОСТ 8269.0-97, результаты приведены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Гранулометрический состав хвостов обогащения

Классы крупности, мкм	Отвальные лежалые хвосты	Хвосты обогащения
+ 200	26,1	10-15
-200	28,2	20-25
-100	46,6	65,0

Тонкость помола цемента, определенная по остатку на сите по ГОСТ 310.2-76 составила 11,8%. Определение тонкости помола цемента проводили Помимо тонкости помола цемента определяли удельную поверхность дисперсной фазы породных хвостов обогащения фракции - 0,05мм. Результаты исследований

показали, что величины удельных поверхностей и дисперсной фазы породных хвостов приблизительно равны и составляют: цемент - 2760 м²/г; хвосты - 2480 м²/г. Химический состав закладочной смеси является сложным ключевым параметром, определяющим технологию ее производства, транспортирования и укладки. В понятие химический состав закладочной смеси входят составы основных продуктов, химический состав воды, применяющейся при затворении смеси и составы модифицирующих компонентов. Определение химического породных хвостов проводилось по ГОСТ 8269.1-97, цемента по ГОСТ 5382-2019. Результаты исследований приведены в таблицах 3.6 – 3.7.

Таблица 3.6 - Химический состав породных хвостов

Окислы	Состав хвостов
CaO	17,12
SiO ₂	59,0
Al ₂ O ₃	9,12
Fe ₂ O ₃	9,18
MgO	1,99
SiO ₃	0,17

Таблица 3.7 - Химический состав цемента

Химический состав, %										
SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	TiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	K ₂ O	Остаток
25,38	6,68	6,6	52,71	2,42	2,78	0,21	0,08	0,08	0,201	9,46

При исследовании хвостов Тырнаузского хвостохранилища было обнаружено наличие в них наличие осадочных известняковых пород с высоким содержанием углекислого кальция и глинистых пород с высоким содержанием кремнезёма, глинозема и окиси железа, а также до 30 процентов гранатового песка, которые при активации можно использовать в качестве частичного заменителя вяжущего при производстве закладочных смесей [39].

3.6. Исследование составов закладочных смесей на основе отходов обогатительного производства

Расход материалов для изготовления закладочных смесей по составам, планируем к испытаниям принимается в соответствии с таблицей 3.8.

Таблица 3.8 - Рекомендуемые к проведению испытаний составы

Марка состава	Расход материалов, кг/м ³			
	Хвосты обогащения	Хвосты отвальные	Цемент	Вода
ХЦ-150	865	600	150	400
ХЦ-170	845	600	170	400
ХЦ-190	825	600	190	400
ХЦ-210	805	600	210	400
ХЦ-230	785	600	230	400

В соответствии с ГОСТ 10180-2012 [29] определяли предел прочности закладки на сжатие посредством проведения испытаний образцов кубической формы 100x100x100 мм (Рисунок 3.11). Образцы в возрасте 3, 7, 28, 90 и 180 суток подвергались испытаниям на прессе ИП-1250-М Авто (Рисунок 3.12).



Рисунок 3.11 – Формы кубические для изготовления контрольных образцов

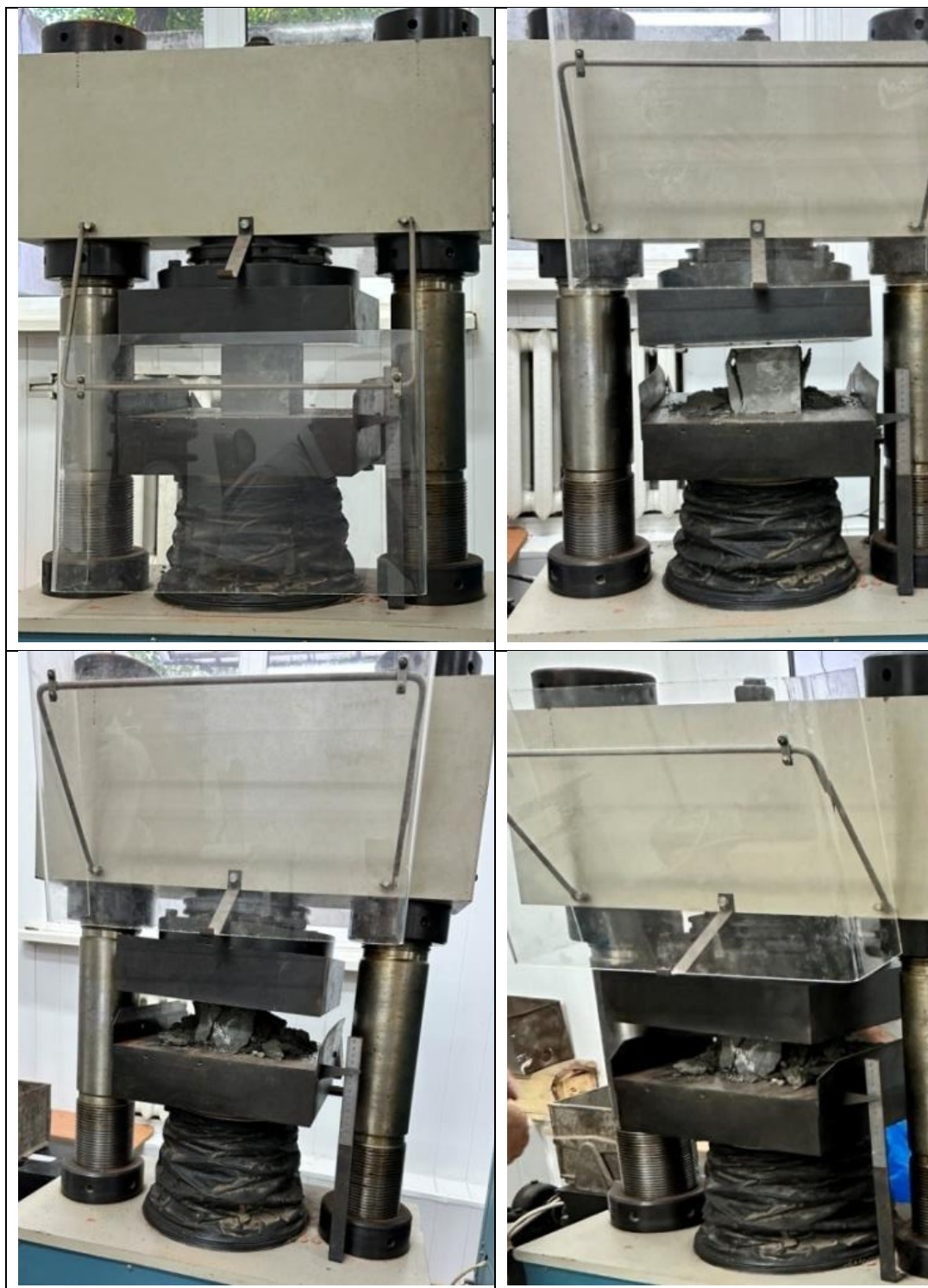


Рисунок 3.12 – Испытания образцов кубов на прессе ИП-1250-М Авто

Первоначально исследовали динамику изменения при одноосном сжатии прочности образцов твердеющей закладки при увеличении расхода цемента с добавкой хвостов обогащения и водоцементного отношения. Результаты исследования прочности закладочных смесей представлены в таблице 3.9 и на рисунке 3.13.

Таблица 3.9 – Прочность закладочных смесей на сжатие

Марка состава	Прочность в различном возрасте, сутки, МПа				
	3	7	28	90	180
ХЦ-150	0,5	0,8	2,1	3,2	4,8
ХЦ-170	0,8	1,3	2,9	4,3	6,2
ХЦ-190	1,1	1,8	3,7	5,2	7,2
ХЦ-210	1,4	2,3	4,6	6,4	8,4
ХЦ-230	1,7	2,8	5,5	7,6	9,6

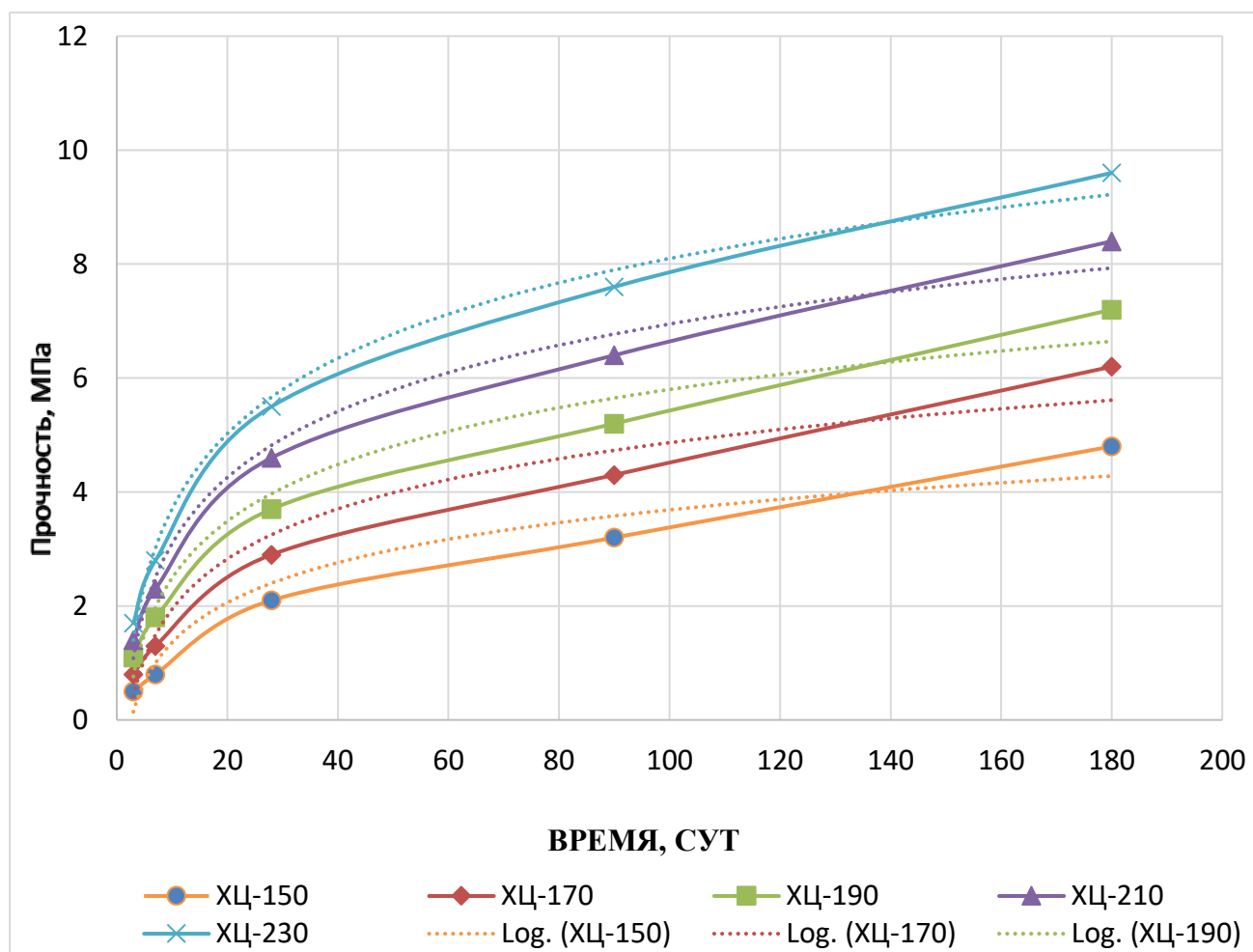


Рисунок 3.13 – Кинетика набора прочности

Обработка экспериментальных данных позволила получить логарифмические зависимости влияния цементно-хвостового соотношения пород на прочность смеси (Таблица 3.10).

Таблица 3.10 – Уравнения регрессии в натуральном масштабе

Марка состава	Уравнение регрессии
ХЦ-150	$\sigma_{сж} = 1,0107\ln(t) - 0,9682$ $R^2 = 0,9467$
ХЦ-170	$\sigma_{сж} = 1,2688\ln(t) - 0,9777$ $R^2 = 0,9572$
ХЦ-190	$\sigma_{сж} = 1,437\ln(t) - 0,8183$ $R^2 = 0,9706$
ХЦ-210	$\sigma_{сж} = 1,6732\ln(t) - 0,7575$ $R^2 = 0,9835$
ХЦ-230	$\sigma_{сж} = 1,9094\ln(x) - 0,6967$ $R^2 = 0,9907$

Для сокращения расхода цемента и уменьшения затрат на закладочные работы были проведены исследования по оценке влияния эффекта активации на дезинтеграторе на свойства закладочной смеси. Дезинтеграторы применяют для улучшения качества малоактивного сырья и отходов производства (Рисунок 3.14).



Рисунок 3.14 - Лабораторный дезинтегратор Горизонт – 380

Содержание фракций – 0,08 мм в измельченном материале является критерием оценки возможностей механоактивации. При производстве лабораторных испытаний, необходимая тонина помола хвостов обогащения обеспечивалась на дезинтеграторе при размоле с частотой вращения роторов 3200

об/мин. Результаты исследований представлены в таблицах 3.11,3.12 и на рисунке 3.15.

Таблица 3.11 – Прочность активированных смесей на сжатие

Марка состава	Прочность в различном возрасте, сутки, МПа				
	3	7	28	90	180
Базовая технология					
ХЦ-170	0,8	1,3	2,9	4,3	6,2
ХЦ-230	1,7	2,8	5,5	7,6	9,6
Технология с активацией смеси					
ХЦА-170	0,92	1,5	3,24	5	7,13
ХЦА-230	1,98	3,2	6,4	8,87	11,2

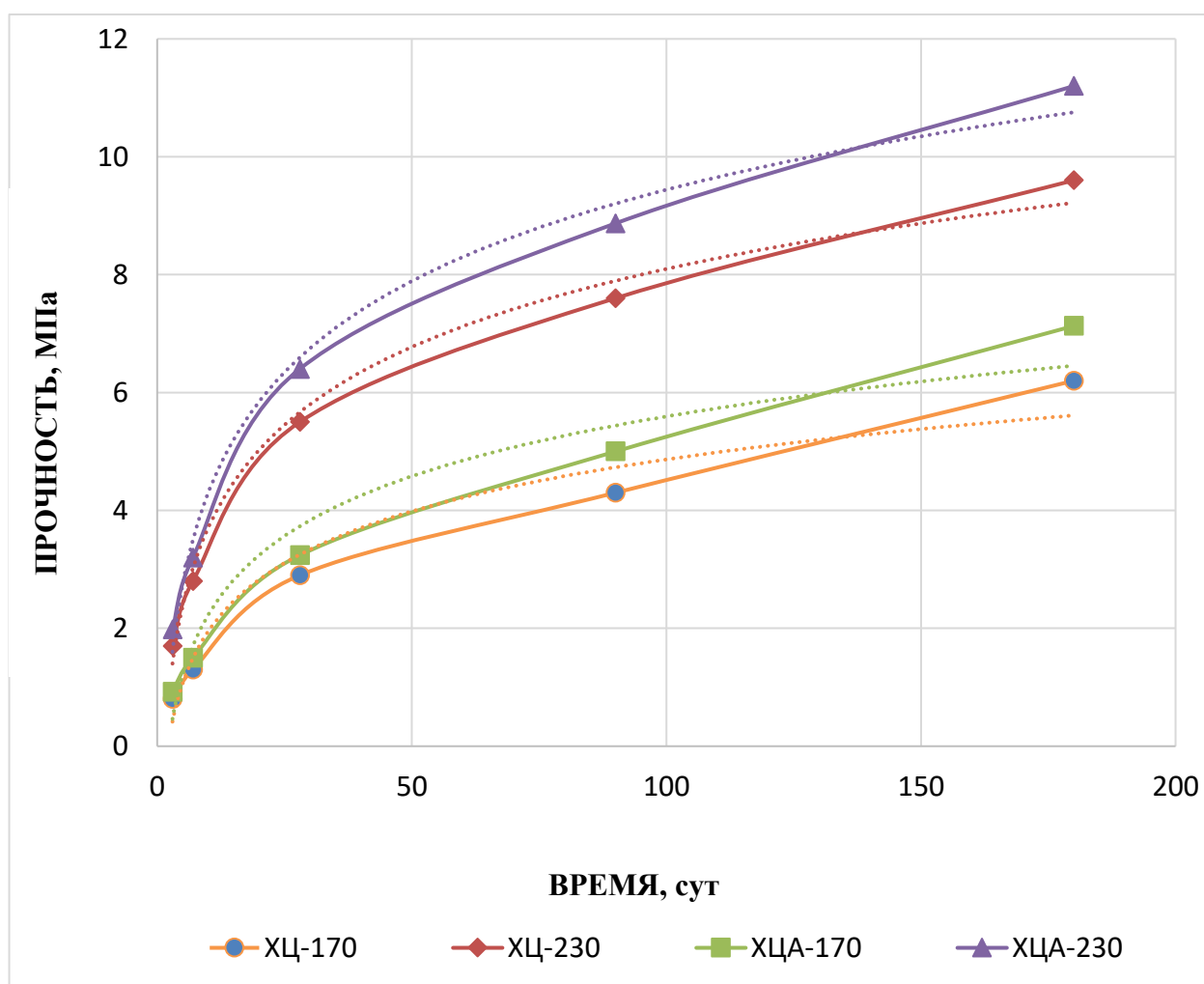


Рисунок 3.15 – Кинетика набора прочности

Таблица 3.12 – Уравнения регрессии в натуральном масштабе

Марка состава	Уравнение регрессии
ХЦ-170	$\sigma_{сж} = 1,268\ln(t) - 0,977$ $R^2 = 0,957$
ХЦ-230	$\sigma_{сж} = 1,909\ln(t) - 0,696$ $R^2 = 0,990$
ХЦА-170	$\sigma_{сж} = 1,463\ln(t) - 1,146$ $R^2 = 0,956$
ХЦА-230	$\sigma_{сж} = 2,235\ln(t) - 0,855$ $R^2 = 0,990$

В результате обработки экспериментальных данных установлено, что измельчение вяжущих компонентов закладочной смеси в дезинтеграторе позволяет увеличить прочность образцов закладки на 13-19% в зависимости от сроков твердения.

Выводы по 3 главе:

3.1 В условиях разработки Тырныаузского месторождения производство очистных работ активизирует расслоение и подвижку налегающей толщи, однако не влечет за собой существенного изменения напряженно-деформированного состояния в целиковой части массива на начальных стадиях отработки месторождения.

3.2 После формирования в массиве модели основных структурных нарушений поле первичных напряжений изменилось; сформировались зоны повышенных напряжений достигающих до 25 МПа. В большей степени зоны повышенных напряжений с коэффициентом концентрации, достигающим в максимуме 1,18 проявлялись в зонах крупных тектонических нарушений в 10 м от зоны очистных работ.

3.3 При развитии очистных работ и приближения их границам прикарьерной зоны напряженность рудного массива в зоне опорного давления возрастает. Коэффициент концентрации напряжений при этом изменяется в диапазоне от 1,32 до 2,28 и в среднем составляет 1,65.

3.4 Величины сдвижения подработанного массива горных пород при пролете подработки 40 м не превышают 12 мм. По мере увеличения пролета подработки до 80 м и приближения очистных работ к границам подкарьерной зоны величины сдвижения массива горных пород возрастают и в максимуме составляют 170 мм. Характер сдвижения массива горных пород подчиняется с вероятностью 0,9-0,95 тренду с полиномиальным уравнением пятой степени.

3.5 Применение двухстадийной выемки запасов по проектной технологии по сравнению со схемой отработки залежи со сплошной выемкой руды дает различия в формировании напряжений и деформаций в выработанном пространстве и впереди фронта работ, приводящие к ухудшению геомеханической ситуации в зоне очистных работ.

3.7 Расчетная нормативная прочность закладочного массива в зависимости от заданной глубины разработки и параметров принятой системы разработки установлена в диапазоне от 3 до 5 МПа.

4. ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА СПОСОБОВ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ РУД НАРУШЕННЫХ СОВМЕСТНЫМ ВЛИЯНИЕМ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

4.1. Проектная технология отработки месторождения

Проектом строительства Эльбрусского горно-рудного комбината для отработки участков руд нарушенных совместным влиянием комбинированного открыто-подземного способа отработки запасов применяется камерная система разработки месторождения с закладкой выработанного пространства и с выемкой запасов по камерно-целиковой схеме, с расположением камер по простиранию и вкрест простирания рудного тела в зависимости от выемочной мощности рудного тела [40]. Вариант камерной системы разработки для отработки рудных тела мощностью до 15-20м (Рисунок 4.1).

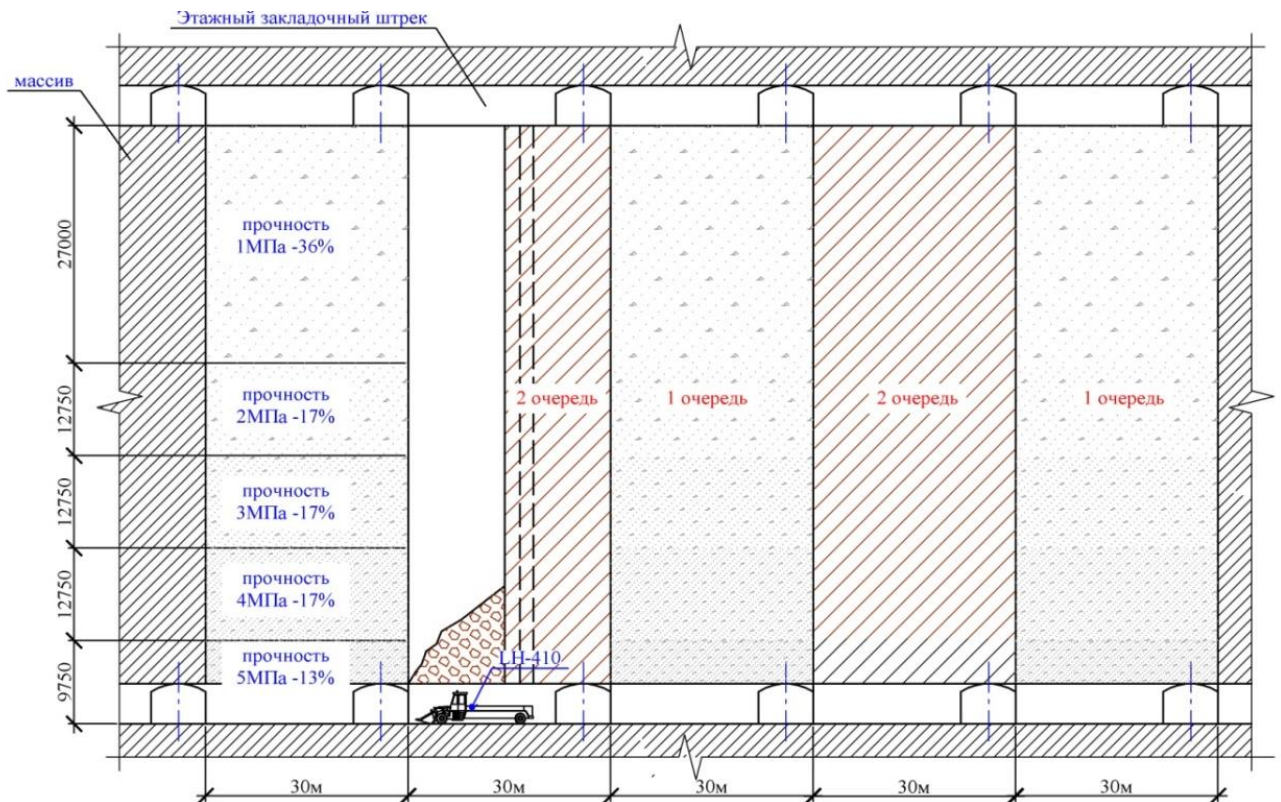
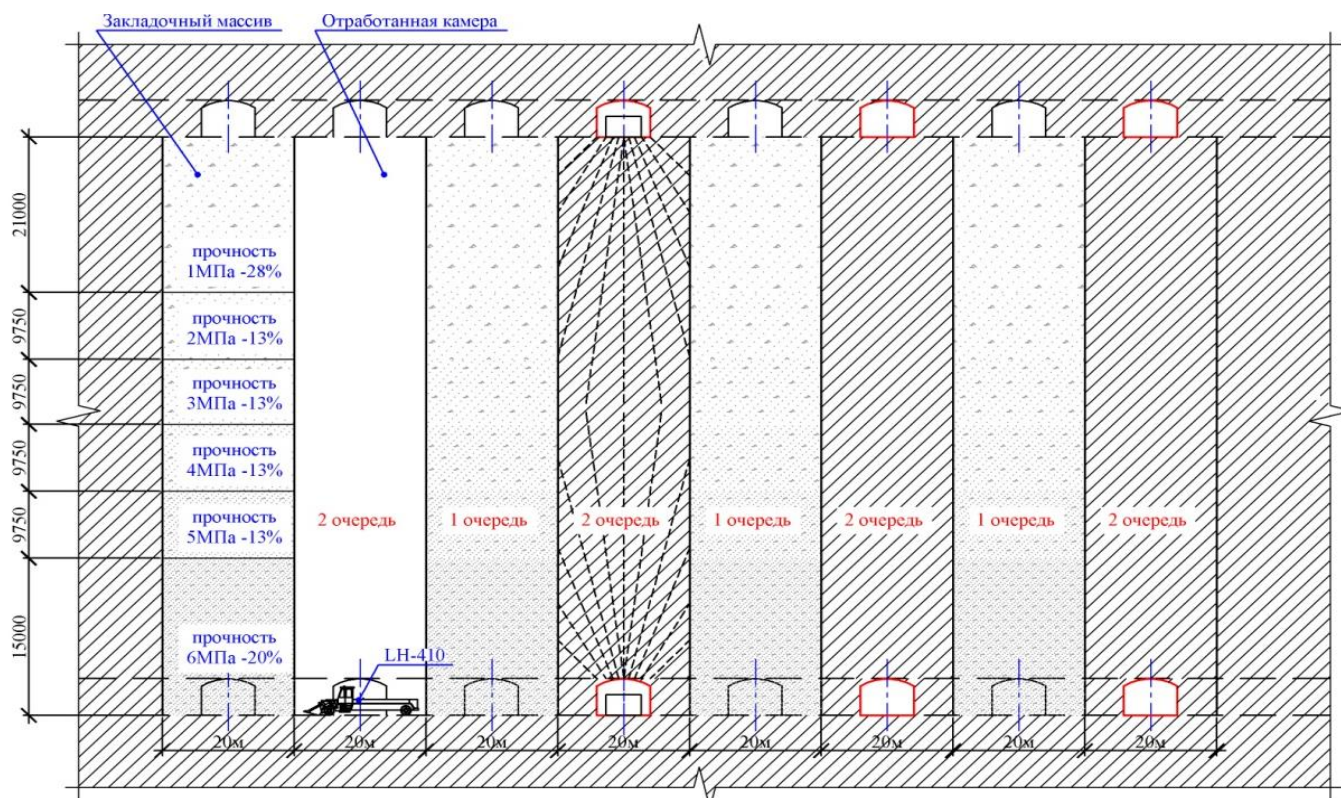


Рисунок 4.1 – Вариант камерной системы разработки

Длина камер при мощности рудного тела менее 15-20 метров принята равной: в камерах 1-й очереди и в камерах 2-й очереди – до 30 метров. Расположение камер – по простиранию. Подготовка – этажная. Отбойка руды производится камерами на высоту этажа 75 м по камерно-целиковой схеме. В

плане обработка залежей предусматривается расходящимися фронтами от центра к флангам. Вариант камерной системы разработки для обработки рудных тела



мощностью более 20м (Рисунок 4.2).

Рисунок 4.2 – Вариант камерной системы разработки

Длина камеры равна мощности рудного тела, ширина камер 1-й, 2-й очередей принята до 20м. Расположение камер – вкрест простиранию.

Для обеспечения закладочных работ предусматривается строительство поверхностного закладочного комплекса. Новая проектируемая к строительству обогатительная фабрика будет являться источником хвостов для закладки выработанного пространства [39].

При развитии очистных работ и приближения их границам прикарьерной зоны напряженность рудного массива в зоне опорного давления возрастает. Коэффициент концентрации напряжений при этом изменяется в диапазоне от 1,32 до 2,28 и в среднем составляет 1,65. В этих условиях применение двухстадийной выемки запасов по проектной технологии по сравнению со схемой обработки залежи со сплошной выемкой руды дает различия в формировании напряжений и деформаций в выработанном пространстве и впереди фронта работ, приводящие к

При увеличении размеров камер в закладочном массиве повышаются напряжения, в результате чего массив деформируется в сторону открытого очистного пространства.

В массиве монолитной твердеющей закладки наблюдаются деформации, которые развиваются от основания камеры под углом сдвига массива. Величины деформаций нависающей стенки при наклоне на выработанное пространство показывают, что в основании стенки массив испытывает вертикальные сжимающие напряжения, перемещающие части массива в открытую камеру [43].

Анализ параметров отработки камер позволил установить технологические особенности, связывающие процессы проявления горного давления с размерами очистных камер и нарушением горного массива. Обрушение стенок камер в большинстве случаев развивается от уровня первого подэтажа, расположенного на 10 м выше выпускаемых дучек и образует вогнутую плоскость, наклоненную к горизонту под углом естественного обрушения [43].

На рисунке 4.4 даны графики зависимости углов обрушения стенок камер от их длины [43].

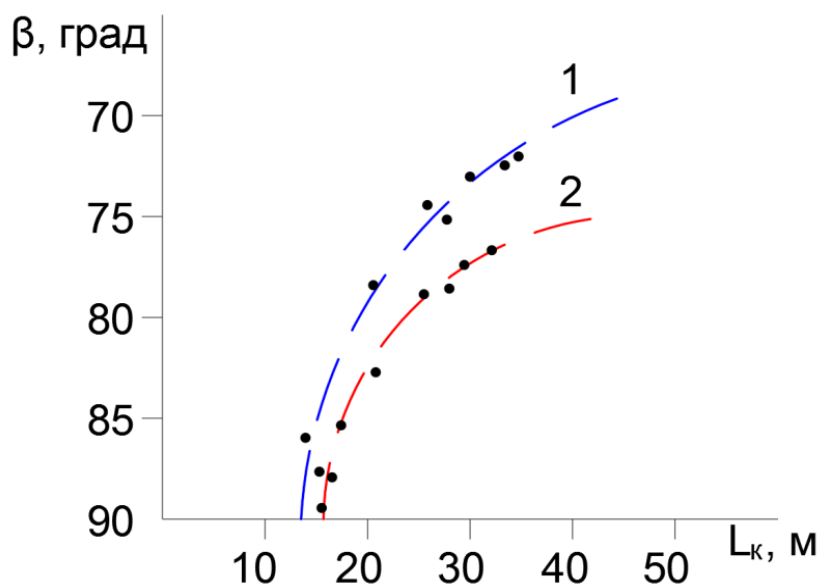


Рисунок 4.4 – Зависимость углов обрушения стенок камер от их длины: 1 - при отработке камер второй очереди, 2 - при отработке первичных камер.

Линии, ограничивающие две области по экстремальным значениям, позволяют прогнозировать предельные углы обрушения стенок камер в зависимости от их длины для разно нарушенных массивов. Процесс разрушения стенок камер наиболее интенсивно развивается в первые месяцы, в дальнейшем интенсивность снижается. По истечении 10 месяцев устанавливается равновесие при определенных углах обрушения, зависящих от устойчивости массива руды и длины камер [43].

С целью определения устойчивых параметров стенок камер для различных соотношений их высоты и длины были проведены исследования по методике ВНИМИ [43]. По данным исследований устойчивость рудной кровли нарушается при увеличении ширины камеры более 12-14 м. Если придавать стенкам отработываемых камер наклон, их размеры можно значительно увеличить. Так, при наклоне камеры на 80° ее длину можно увеличить на 15-18 %. Зависимость устойчивых размеров стенок камер от угла их наклона имеет форму гиперболы и может быть описана выражением [43]:

$$H_k = A + \frac{M}{L_k - A} \quad (4.1)$$

где H_k - высота стенки камеры; L_k - длина стенки; A и M - коэффициенты, зависящие от свойств пород и условий обработки, определяются из рисунка 4.5.

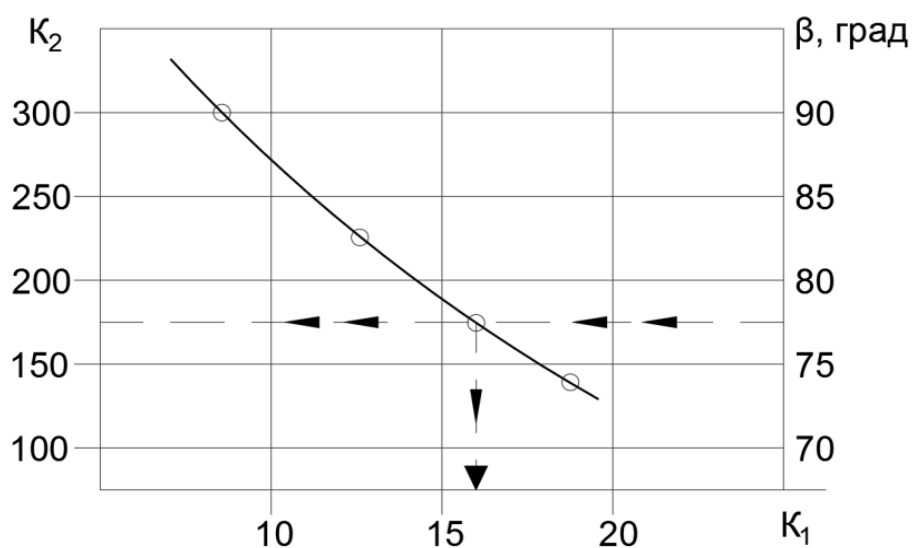


Рисунок 4.5 - Номограмма для определения коэффициентов K_1 и K_2 в зависимости от угла наклона камеры (β)

В системе заложенных блоков наиболее напряженным элементом является последний блок, равновесие которого зависит от действующих нагрузок и величины удерживающих сил. Под воздействием горных работ образуется зона повышенной нарушенности, в которой формируются обнажения очистного пространства выемочных камер. Мощность зоны зависит от пород, параметров очистных камер, технологии их образования.

Исследованиями установлено, что в массиве из твердеющей закладки наблюдаются деформации, которые развиваются от основания камеры под углом сдвижения массива [43]. Формирование стенок заложенных твердеющей закладкой камер с углом наклона в сторону рудного тела равным 70-85 градусов обеспечивает равномерный характер распределения напряжений на контурах камер, снижает величину растягивающих напряжений, что позволяет повысить устойчивость искусственного и рудного массивов в рамках единой геомеханической системы.

4.3. Рекомендуемая технология отработки месторождения

Исследования структурно-тектонических характеристик показали, что породный массив помимо тектонических нарушений, характеризуется наличием систем техногенных трещин различной протяженности, которая увеличивается снизу вверх по падению залежи, что связано влиянием комбинированного открытого и подземного способа разработки Тырнаузского месторождения.

Деформационные процессы, обусловленные совместным влиянием комбинированного способа отработки запасов, способствуют увеличению трещиноватости массива горных пород. В зависимости от густоты и ориентации трещин значения коэффициента структурного ослабления меняется в пределах от 0,33 до 0,43.

В этих условиях первая стадия выемки части запасов с закладкой будет сопровождаться увеличением нагрузки на оставляемые между первичными камерами рудные целики. Эти целики под действием увеличившейся вертикальной нагрузки начнут опускаться, уплотняя закладочный массив в их почве. Оседание временных рудных целиков позади фронта выемки первичных

камер будет проходить в виде просадочной волны с началом смещений впереди первичной линии выемки и заканчивающейся прекращением смещением позади нее. Величина относительных деформаций массива кровли, в сравнении с выемкой всей залежи с полной закладкой со сплошной выемкой камер, на этой стадии снизится, так как временные целики всей площадью опираются на уплотненный до определенной степени закладочный массив.

Для отработки запасов месторождения на границах открытых и подземных работ, в зонах нарушенных пород с недостаточной несущей способностью, разработан вариант сплошной камерной системы с наклоном стенок заложённых твердеющей смесью камер на рудный массив (Рисунок 4.6).

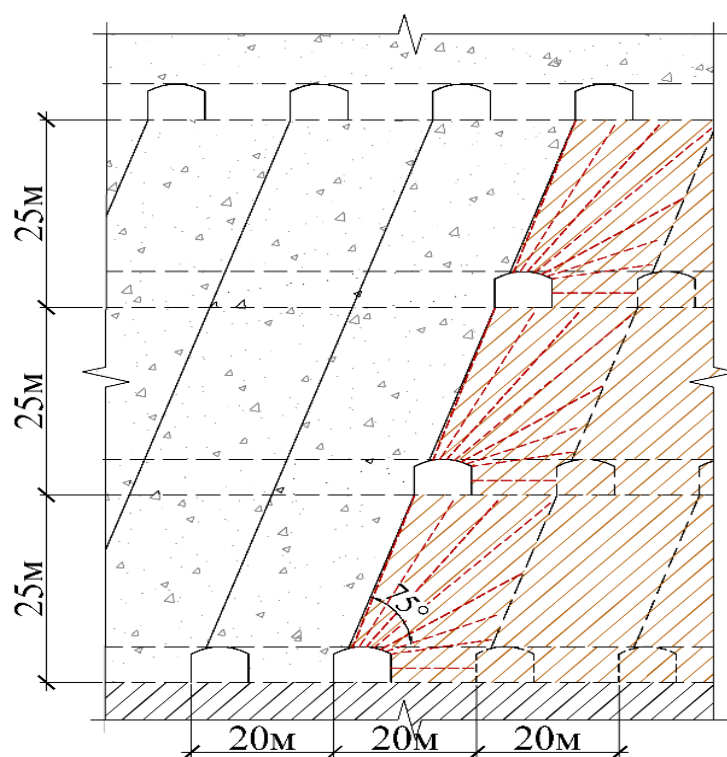


Рисунок 4.6 – Вариант сплошной камерной системы разработки с наклоном стенок камер на рудный массив:

Одна из идей сплошного способа разработки заключается в локализации зон обрушения и сдвижения налегающей толщи без разрыва сплошности. В этом случае несущая способность передних целиков между локальными зонами обрушения должна обеспечить передачу веса подработанного массива на искусственные целики, сформированные выемкой первичных полос с закладкой.

Перемещение налегающей толщи будет происходить в пределах податливости искусственного массива.

По мере отработки запасов в рудовмещающем и закладочном массивах повышается напряженно-деформированное состояние, в результате чего массиве происходят остаточные деформации в сторону открытого очистного пространства. Развитие деформаций происходит от основания камеры под углом сдвига массива. При прямоугольных стенках камер рудный массив воспринимает вторую стадию предельного напряжения и обладает слабой устойчивостью при обнажении. Повышение устойчивости рудовмещающего массива достигается приданием наклона стенкам камер в сторону открытого очистного пространства и переходом на сплошной порядок отработки камер.

Результаты исследований по установлению устойчивых размеров стенок камер в зависимости от угла их наклона для различных соотношений высоты и длины представлены в таблице 4.1 [86].

Таблица 4.1 - Размеры стенок камер в зависимости от угла их наклона

Высота камеры, м	Длина камеры при угле наклона стенок, м				
	90 ⁰	85 ⁰	80 ⁰	75 ⁰	70 ⁰
15	13	14	16	18	20
45	10	12	14	16,5	18,1
75	8	11	12,5	14,1	15,9

При рекомендуемой системе разработки месторождение делится по высоте на этажи, а каждый этаж по площади разделяется на блоки. Высота этажа определяется расчетом и составляет 75 м. Ширина камер соответствует мощности рудного тела, высоту и длину камер устанавливают расчетом в зависимости от устойчивости рудного и искусственного массивов, технологии горных работ. По границам блоков в средней на каждом откаточном горизонте проходят рудные штреки и полевые на границе залежи, которые соединяются между собой ортами-заездами через каждые 100-150 м. Камеры в пределах одного блока обрабатываются и закладываются последовательно в сплошном порядке.

Для подготовки очистного блока к эксплуатации проходят этажные штреки

– два полевых и один рудный, которые соединяют между собой, оборудованными заездами и погрузочными камерами для работы самоходных погрузочно-доставочных машин. Подсечка камеры производится воронками или траншеями. Руду отбивают веерными скважинами, пробуренными из нижнего и верхнего буровых ортов, причем скважины одного веера смещены относительно скважин смежных вееров на половину расстояния между скважинами в ряду. Отбойку руды производят от центра к флангам встречным взрыванием вееров скважин, что обеспечивает дополнительное дробление руды.

Характерной особенностью рассматриваемой системы разработки является временное оставление защитных целиков на стенках камеры, по границе с искусственным массивом. Это достигается путем недобуривания взрывных скважин на 1 – 1,5 м и до закладочного материала. Такие целики снижают вредное воздействие взрывной отбойки руды на закладочный материал, уменьшают разубоживание руды закладкой. Целики самообрушаются в момент взрывания скважин, их оставление не приводит к увеличению потерь руды. За один прием отбивают уступ длиной 10 м.

Для закладки верхних частей камер используют активированные цементно-хвостовые составы ХЦА-230, нижней части - ХЦА-170. Прочность активированных смесей на сжатие представлена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Прочность активированных смесей на сжатие

Марка состава	Прочность в различном возрасте, сутки, МПа				
	3	7	28	90	180
ХЦА-170	0,92	1,5	3,24	5	7,13
ХЦА-230	1,98	3,2	6,4	8,87	11,2

В период закладки верхней части очистных камер повышают подвижность смеси для сокращения угла растекания и более полной дозакладки камер. Для этого увеличивают расход вяжущего на 15-20% и одновременно воды, сохраняя постоянным водовязущее отношение, а следовательно и прочность искусственного массива. В этом случае закладочный массив за более короткие сроки войдет в режим объемного неравно-компонентного сжатия.

Разработанная технологии отработки мощных крутопадающих месторождений сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства путем формирования стенок очистных камер с уклоном на рудный массив в зонах нарушенных пород с недостаточной несущей способностью позволяют повысить эффективность и безопасность выемки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

4.4. Технология приготовления активированных твердеющих закладочных смесей

Конверсия технологий разработки Тырнаузского месторождения возможна при управлении состоянием рудовмещающего массива закладкой твердеющими смесями. На стадии проектирования разработки месторождения должны найти решение основополагающие технологические решения - обеспечение геомеханической стабильности рудовмещающих массивов путем строительства искусственных массивов. Проект разработки месторождения должен предусматривать утилизацию хвостов первичной переработки добываемого сырья с использованием новых технологий приготовления закладочных смесей с механоактивацией материалов [9]. Наиболее эффективными для измельчения материала для закладочных работ являются быстродействующие дезинтеграторы-активаторы. Обработка наполнителя закладочных смесей в дезинтеграторе позволяет увеличить прочность смеси на 15-20 % по сравнению с измельчением в мельнице.

Активация пород и тонкость измельчения достигаются путем механоактивации вяжущих компонентов в дезинтеграторе и виброактивации инертных материалов в вертикальной вибромельнице. Возможность комбинирования процессов механической обработки сырья для управления его качеством является важным достоинством дезинтегратора. Технологическая схема использования хвостов переработки для изготовления твердеющих смесей отображена на рисунке 4.7.

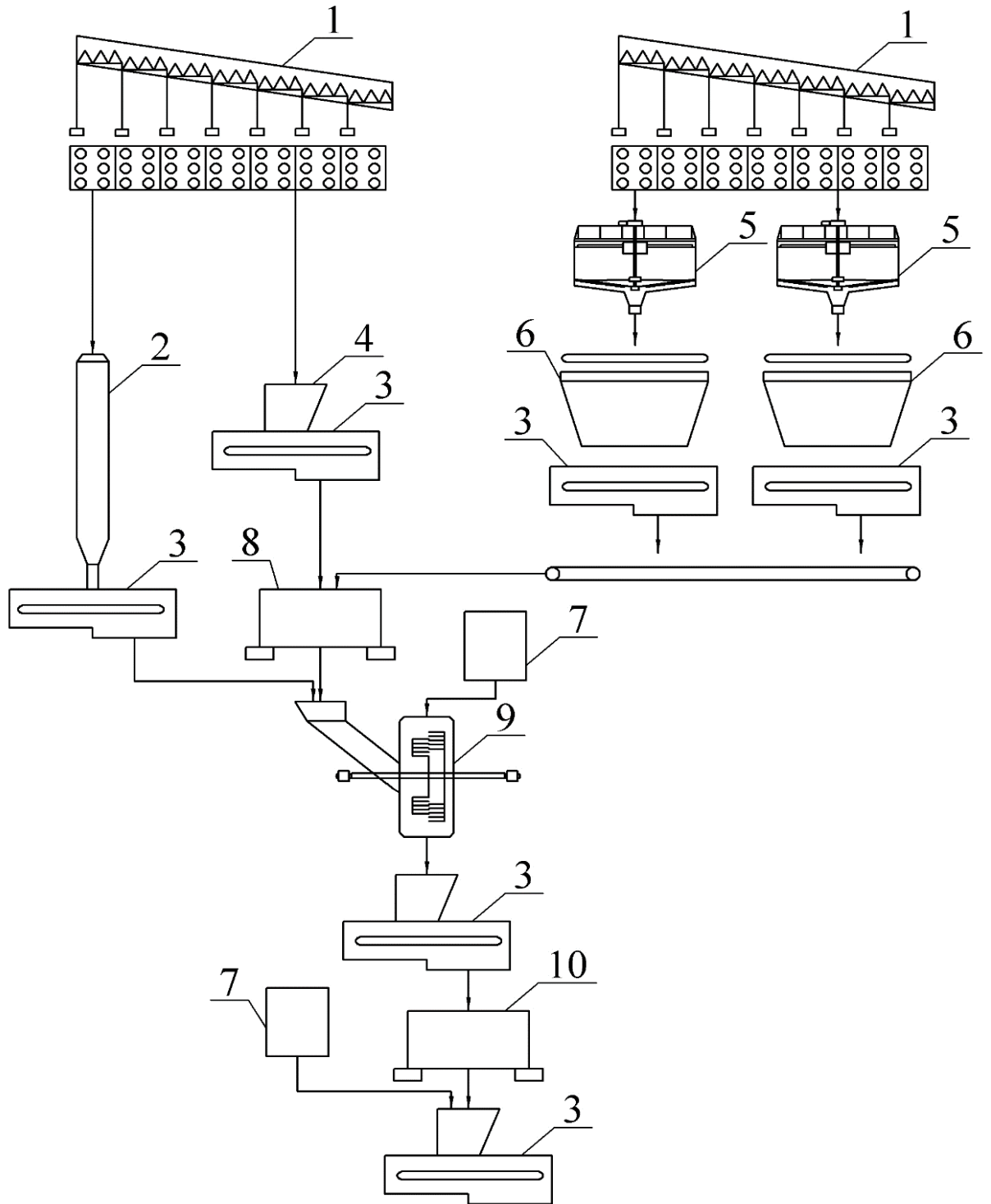


Рисунок 4.7 – Технология приготовления бетонных смесей с активацией вяжущих в дезинтеграторе: 1 – виброгрохот; 2 – бункер цемента; 3 – дозатор; 4 – бункер лежалых хвостов; 5 – сгуститель; 6 – бункер хвостов обогащения; 7 – установка подготовки воды; 8 – вибромельница; 9 – дезинтегратор; 10 – бетоносмеситель.

В качестве вяжущего материала и заполнителя при ведении закладочных работ рекомендованы различные композиции цемента, отвальных хвостов и хвостов обогащения (Таблица 4.3).

Таблица 4.3 - Рекомендуемые твердеющие составы

Марка состава	Расход материалов, кг/м ³			
	Хвосты обогащения	Хвосты отвальные	Цемент	Вода
ХЦА-150	865	600	150	400
ХЦА-170	845	600	170	400
ХЦА-190	825	600	190	400
ХЦА-210	805	600	210	400
ХЦА-230	785	600	230	400

Нормативную прочность твердеющей закладки определяли из выражения [28]:

$$\sigma_{сж} = \left(\frac{k_n k_\alpha \gamma_n L_\phi^2 d_1}{4a_u \cdot d_2} + \gamma_s H_s \right) \frac{k_3}{100k_\phi k_\partial k_{ynp}} \quad (4.2)$$

где k_α - коэффициент угла наклона камеры;

k_n - коэффициент пригрузки;

k_ϕ - коэффициент формы;

$k_3 = 1,1-1,5$ - коэффициент запаса прочности;

$k_\partial = 0,4-0,7$ - коэффициент длительной прочности;

$k_{ynp} = 1,3-1,5$ - коэффициент упрочнения закладочного массива;

γ_n - плотность пород;

γ_s - закладочной смеси;

L_ϕ - длина пролета очистной выемки;

d_1 - горизонтальный размер структурных блоков;

d_2 - вертикальный размер структурных блоков;

a_u - ширина искусственного массива.

Закладочные смеси должны обеспечивать следующие прочности в нормативные сроки твердения, (Таблица 4.4).

Таблица 4.4 - Нормативная прочность твердеющей закладки

Показатели	Значения показателей при высоте вертикального обнажения, H_s , м:				
	15	30	45	60	75
k_α	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
k_Π	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
k_Φ	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
k_Σ	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
k_δ	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7
$k_{упр}$	1,0	1,15	1,23	1,31	1,39
γ_Π	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
γ_s	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1
H_s	15	30	45	60	75
L_Φ	20	20	20	20	20
d_1	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
d_2	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
a_Π	20	20	20	20	20
Прочность закладки в возрасте 28 суток, $\sigma_{сж}$	2,67	3,04	3,51	4,10	4,63

Расчетная нормативная прочность закладочного массива в зависимости от заданной глубины разработки и параметров принятой системы разработки установлена в диапазоне от 3 до 5 МПа.

4.5. Оценка эффективности разработанных решений

Оценку эффективности разработанных решений производим на основе сопоставления приведенных затрат [89]. С учетом равенства удельных капитальные вложений в производственные фонды, расчет производим по методике оценки эффективности разработанных технических решений:

$$\Theta = \left[\frac{(C_{\Pi 1} + C_{\Pi 2})\beta_1}{c\varepsilon_1(1 - \Pi_1)(1 - R_1)} - \frac{(C_{\Pi 2} + C_{\Pi 2})\beta_2}{c\varepsilon_2(1 - \Pi_2)(1 - R_2)} \right] \frac{c\varepsilon_2(1 - \Pi_2)(1 - R_2)}{\beta_2} A_2 \quad (4.3)$$

где A_2 – годовая производственная мощность рудника, т;

$C_{\Pi 1}$ и $C_{\Pi 2}$ – затраты на добычу 1 тонны руды при базовой и рекомендуемой

технологиях, руб.;

C_{n1} и C_{n2} – затраты на переработку 1 тонны руды на обогатительной фабрике до и после внедрения рекомендуемой технологии, руб.;

c - содержание вольфрама в геологических запасах, в долях единицы;

ε_1 и ε_2 - извлечение вольфрама в концентрат при проектной и рекомендуемой технологиях, в долях единицы;

P_1 и P_2 - потери руды при проектной и рекомендуемой технологиях, в долях единицы;

R_1 и R_2 - разубоживание руды при базовой и рекомендуемой технологиях, в долях единицы;

β_1 и β_2 - содержание вольфрама в одноименном в концентрате при проектной базовой и рекомендуемой технологиях, в долях единицы.

Результаты оценки базовой и рекомендуемой технологии разработки приведены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 –Показатели систем разработки

Показатели	Проектная технология	Рекомендуемая технология
Содержание вольфрама в балансовых запасах, %	0,2	0,2
Годовая производительность рудника, тонн	1 500 000	1 500 000
Разубоживание руды, %	15,9	10
Потери руды при добыче, %	7,5	3,1
Извлечение металла в концентрат, %	84,2	86
Содержание вольфрама в концентрате, %	56,4	57,1
Затраты на переработку 1т руды, руб	730	730
Затраты на добычу 1т руды, руб	2720	2907
Приведенные затраты на 1т металла в концентрате, руб	14853	13844
Эффективность на 1т металла в концентрате, руб		1009

Применение разработанного варианта системы разработки по сравнению с проектной технологией при годовой производственной мощности рудника позволит получить экономический эффект:

$$\begin{aligned} \mathcal{E} &= (14853 - 13844) \frac{0,2 \cdot 86(1 - 0,1)(1 - 0,031)}{57,1} \cdot 1500000 = \\ &= 393510 \text{ тыс.руб.} \end{aligned}$$

Наибольший экономический эффект при отработке запасов руд, нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ, достигается при применении разработанного варианта сплошной камерной системы, при котором приведенные затраты на 1 т металла в концентрате на 1009 руб ниже по сравнению с проектной технологией, за счет снижения потерь на 4,4% и разубоживания руды на 5,9%.

Выводы по 4 главе

1. Разработан вариант сплошной камерной системы разработки с наклоном стенок камер на рудный массив, обеспечивающий эффективность и безопасность выемки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

2. Доказано, что технологии отработки мощных крутопадающих месторождений сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства путем формирования стенок очистных камер с уклоном на рудный массив в зонах нарушенных пород с недостаточной несущей способностью позволяют повысить эффективность и безопасность выемки участков руд нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ.

3. Обосновано, что сплошная камерная система разработки с наклоном стенок камер на рудный массив обеспечивает снижение потерь и разубоживания руды соответственно на 4-5 и 5-7%, за счет повышения устойчивости искусственного и рудного массивов в рамках единой геомеханической системы.

4. Установлено, что использование рекомендуемой технологии отработки Тырнаузского месторождения при производственной мощности рудника 1,5 млн. тонн в год позволит получить экономический эффект в размере более 393 млн. руб. по сравнению с проектной технологией.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основе выполненных автором исследований решена актуальная научно-практическая задача – обоснованы параметры подземной геотехнологии освоения запасов месторождения, нарушенных совместным влиянием открытых и подземных горных работ, обеспечивающие эффективность и безопасность разработки мощных крутопадающих рудных тел, что имеет существенное значение для развития горнодобывающей промышленности.

Основные научные и практические результаты, выводы и рекомендации заключаются в следующем:

1. Установлено, что рудо-породный массив помимо тектонических нарушений, характеризуется наличием систем техногенных трещин различной протяженности, что связано влиянием открытых и подземных горных работ.
2. Выявлено, что вблизи участков производства открытых и подземных работ возникает зона нарушенности рудо-породного массива с минимальной несущей способностью, за которой следует зона ослабленных пород запредельного деформирования с возрастанием устойчивости по мере удаления от места ведения очистных работ.
3. Применение двухстадийной выемки запасов по проектной технологии по сравнению со схемой отработки залежи со сплошной выемкой руды дает различия в формировании напряжений и деформаций в выработанном пространстве и впереди фронта работ, приводящие к ухудшению геомеханической ситуации в зоне очистных работ.
4. Установлено, что при развитии очистных работ и приближения их границам прикарьерной зоны напряженность рудного массива в зоне опорного давления возрастает, коэффициент концентрации напряжений при этом изменяется в диапазоне от 1,32 до 2,28 и в среднем составляет 1,65.
5. Выявлено, что параметры сдвижения подрабатываемого массива горных пород при сплошных камерных системах разработки с закладкой выработанного пространства по мере увеличения пролета подработки до 35-45 м и приближения

очистных работ к границам прикарьерной зоны возрастают и подчиняется тренду с полиномиальным уравнением регрессии $V_o = -0,0016 L_o^5 + 0,0264 L_o^4 - 0,1986 L_o^3 + 0,657 L_o^2 - 0,905 L_o + 0,4112$ (где L_o – удаление от зоны очистных работ).

6. Доказано, что величина коэффициента концентрации напряжений (K_H) при применении сплошных камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства с наклоном стенок очистных камер на рудный массив зависит от удаления от зоны очистных работ (L_o) и описывается полиномиальным уравнением регрессии $K_H = -0,0005L_o^5 + 0,0114L_o^4 - 0,0789L_o^3 + 0,1647L_o^2 + 0,0234L_o + 0,9919$.

7. Выявлены закономерности формирования закладочного массива с использованием активированных отходов вольфрамо-молибденового производства, включающие логарифмически зависимости прочности твердеющей смеси от цементно-хвостового соотношения и сроков твердения.

8. Доказано, что технологии отработки мощных крутопадающих месторождений сплошными камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства путем формирования стенок очистных камер с уклоном на рудный массив в зонах нарушенных пород с недостаточной несущей способностью позволяют повысить эффективность и безопасность выемки участков руд нарушенных совместным влиянием открыто-подземных горных работ.

9. Обосновано, что сплошная камерная система разработки с наклоном стенок камер на рудный массив обеспечивает снижение потерь и разубоживания руды соответственно на 4-5 и 5-7%, за счет повышения устойчивости искусственного и рудного массивов в рамках единой геомеханической системы.

10. Установлено, что использование рекомендуемой технологии отработки Тырнаузского месторождения при производственной мощности рудника 1,5 млн. тонн в год позволит получить экономический эффект в размере более 393 млн. руб. по сравнению с проектной технологией.

Список использованной литературы

1. Агарков Н.Б., Хаустов В.В., Лукьяненко Н.А., Карпенко Н.Г. Определение границ опасных деформаций и зон сдвижения горных пород на месторождении Тырнауз // Маркшейдерия и недропользование. – 2022. – № 2 (118). – С. 46–50
2. Агошков М. И., Каплунов Д.Р., Шубодеров В. И. Открыто–подземный способ освоения месторождений крепких руд. М.: ИПКОН РАН, 1992. – 188 с
3. Айнбиндер И.И. Развитие интенсивных технологий подземной разработки удароопасных месторождений на больших глубинах. Автореф. докт. дис. – М – 1997. – С. 38.
4. Бадтиев Б.П., Галаов Р.Б., Марысюк В.П. Камерная система разработки вкрапленных руд в условиях подработки на руднике «Комсомольский» // Горный журнал. – 2009. – №10. – С. 58–60.
5. Байконуров О.А., Крупник Л.А., Петухов В.Н. Технология добычи руды с твердеющей закладкой. – М.: Недра, – 1979. – С. 151.
6. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра. – С. 271.
7. Бакулин В.А. Контроль устойчивости искусственной кровли при нисходящей слоевой выемке // Горный журнал. – 2010. – №4. – С. 19–21.
8. Богуславский Э.И., Минаев Д.Ю. Технология восходящей отработки месторождений на больших глубинах // «Горный информационно–аналитический бюллетень» МГГУ. – 2005. –№ 2. – С. 161–165.
9. Битаров В.Н. Обоснование технологии закладки выработанного пространства при отработке запасов богатых руд на больших глубинах: дисс. канд. техн. наук: 25.00.22. – Владикавказ: 2013. – 136 с.
10. Битимбаев М. Ж., Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых. – Алматы, 2012. – 624с.

11. Бодров А.С. Разработка технологии закладки выработанного пространства с использованием хвостов гидрометаллургической переработки урановых руд: дисс. канд. техн. наук: 25.00.22 – Чита: 2022. – 182 с.
12. Бронников Д.М., Замесов Н, Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. – С. 292.
13. Валиев Н.Г., Беркович В.Х., Пропп В.Д., Гусманов Ф.Ф Рациональный способ повторного использования закладочного материала. В сборнике: Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений. Сборник докладов. 2019. – С. 16–19.
14. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. М.: Наука. – 1975. – С. 198.
15. Влох Н.П. Управление горным давлением на подземных рудниках. – М.: Недра. – 1994. – 205 с.
16. Волков Ю.В., Соколов И.В. Подземная разработка медно-колчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – 2006. – 232 с.
17. Волков Ю.В., Соколов И.В., Камаев В. Д. Проектные решения по доработке Молодежного месторождения подземным способом // Горный журнал. – 2004. – № 6. – С. 37–40.
18. Волков Ю.В., Соколов И.В. Комбинированная геотехнология разработки меднорудных месторождений Урала // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2005. – № 1. – С. 12–16.
19. Воробьев А.Е., Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н. и др. Ресурсосберегающая технология выемки руды на контакте с закладочным массивом // Маркшейдерия и недропользование. – 2010. – № 5. – С. 22 – 29.
20. Габараев О.З. Научные основы технологий управления геомеханическим состоянием рудовмещающих массивов с использованием эффекта объемного сжатия: диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук: 25.00.22 – Владикавказ: 1999. – 246 с.

21. Габараев О.З., Голик В.И., Разоренов Ю.И. Управление геомеханикой скального массива при подземной добыче руд // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – № 3. – С. 55–65.
22. Габараев: О.З. Исследование геомеханических свойств породной закладки в условиях объемного сжатия // «Горный информационно–аналитический бюллетень» МГГУ. – 2001. – №8. – С. 211–214.
23. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А. Расширение области рационального использования техногенных георесурсов // Горный информационно–аналитический бюллетень. – 2006. – № 9 – С. 252–258.
24. Галаев Н.Э. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1990. – 176 с.
25. Гашимова З.А. Разработка подземной геотехнологии освоения мощных пологопадающих залежей со сплошной выемкой камерами с наклонными стенками с твердеющей закладкой: дисс. канд. техн. наук: 25.00.22 – Владикавказ: 2021. – 122 с.
26. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Шурыгин Д.Н., Белодедов А.А., Логачев А.В Опыт управления массивами при разработке рудных месторождений Северного Кавказа // Вектор ГеоНаук. – 2020. Т. 3. – №3. – С. 38– 50.
27. Голик В. И., Гарифулина И. Ю., Абдулхалимов А. Г., Зассеев И. А., Майстров Ю. А. К проблеме безопасности комбинированной разработки месторождения Тырнауз // Безопасность труда в промышленности. – 2021. – № 1. – С. 14–20.
28. (13) Горная энциклопедия [Текст]: в 5 т. / редкол.: Е. А. Козловский (гл. ред.) [и др.]. – Москва : Советская энциклопедия, 1984. – 27 с.
29. ГОСТ 10180–2012 Бетоны. Методы определения прочности по контрольным образцам. – М.: Стандартинформ. – 2012 – С. 36.
30. ГОСТ 10181–2014 Смеси бетонные. Методы испытаний.– М.: Стандартинформ. – 2019 – С. 19.
31. ГОСТ27006–2019 Бетоны. Правила подбора состава.– М.: Стандартинформ. – 2019 – С. 18.

32. ГОСТ 22685–89 Формы для изготовления контрольных образцов бетона.– М.: Стандартиформ. – 2019 – С. 16.
33. ГОСТ 18105–2018 Бетоны. Правила контроля и оценки прочности. – М.: Стандартиформ. – 2018 – С. 15.
34. Гурбанов А.Г., Богатиков О.А., Винокуров С.Ф., Карамурзов Б.С., Газеев В.М., Лексин А.Б. Утилизация промышленных отходов Тырныаузского вольфрамо–молибденового комбината: экологические и технологические аспекты их комплексной переработки в свете новых данных // Вестник Владикавказского научного центра. – 2015. Т. 15, – № 3. – С. 38–48.
35. Дедегкаева Н.Т. Определение показателей разубоживания руды твердеющей закладкой при камерных системах разработки / Габараев О.З., Сахнов А.В., Дедегкаева Н.Т., Гашимова З.А. // Заметки ученого. – 2023. – №7. – С. 54–58.
36. Дедегкаева Н.Т. Ресурсосберегающая технология утилизации хвостов обогащения руд цветных металлов / Голик В.И., Дедегкаева Н.Т., Кожиев Х.Х., Белодедов А.А. // Устойчивое развитие горных территорий. – 2023. – Т. 15. №2(56). – С. 225–233.
37. Дедегкаева Н.Т. Технология отработки вольфрамо–молибденовых руд слепой залежи Тырныаузского месторождения / Габараев О.З., Дедегкаева Н.Т., Габараев Г.О.// Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2022. – №1. – С. 92–102
38. Дедегкаева Н.Т. Система разработки закладкой выработанного пространства с наклоном стенок камер на рудный массив / Гарифулина И.Ю., Дедегкаева Н.Т., Зассеев И.А., Габараев Г.О.// Нанотехнологии: наука и производство. – 2022. – №2. – С. 15–19.
39. Дедегкаева Н.Т. Месторождениям Тырныауза – современную технологию разработки / Голик В.И., Габараев О.З., Габараева А.О., Дедегкаева Н.Т.// Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т. 13. №3 (49). – С. 416–425.

40. Дедегкаева Н.Т. Практика применения малозатратных технологий погашения выработанного пространства при добыче руд / Гарифулина И.Ю., Зассеев И.А., Дедегкаева Н.Т., Габараев Г.О. Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021. – №4. – С. 304–312.

41. Дедегкаева Н.Т. Обоснование параметров реконструкции горизонтальных горных выработок / Абдулхалимов А.Г., Габараев Г.О., Дедегкаева Н.Т. // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2021. – №11. – С. 40–45.

42. Дедегкаева Н.Т. Оценка возможности использования хвостов Тырнаузского хвостохранилища для закладки выработанного пространства / Дедегкаева Н.Т., Габараев Г.О., Версилов С.О. // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2021. – №12. – С. 72–76

43. Дедегкаева Н.Т. Параметры обнажений стенок камер при системах разработки с твердеющей закладкой / Зассеев И.А., Гарифулина И.Ю., Дедегкаева Н.Т., Гашимова З.А. // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2021. – №12. – С. 89–93.

44. Дедегкаева Н.Т. Исследование состояния закладочного массива при различных условиях нагружения / Зассеев И.А., Гарифулина И.Ю., Березов А.К., Дедегкаева Н.Т. // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2021. – №13. – С. 26–30.

45. Дедегкаева Н.Т. К концепции шахтного подземного выщелачивания металлов / Габараев О.З., Габараева А.О., Дедегкаева Н.Т., Болотбеков Ж. // Горные науки и технологии. – 2020. – Т. 5. №4. – С. 349–357.

46. Дедегкаева Н.Т. Моделирование процесса предконцентрации рудной массы / Кожиев Х.Х., Гарифулина И.Ю., Габараева А.О., Дедегкаева Н.Т. // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2020. – №9. – С. 92–96.

47. Закладочные работы в шахтах: Справочник (Под ред. Д.М. Бронникова). М.: Недра, – 1989. – С. 400.

48. Зеленцов С.Н., Кутепов Ю.Ю., Боргер Е.Б. Изучение провалов и механизма их образования на подрабатываемой земной поверхности шахты им. А.Д. Рубана // Горный информационно–аналитический бюллетень. – 2017. – №5. – С. 271–280.
49. Зотеев О.В., Криницын Р.В. Влияние сухой закладки на несущую способность целиков // Проблемы недропользования. – 2019. – №4 (23). – С. 144–155.
50. Игнатов В.Н. Обоснование эффективной технологии подземной добычи при открыто–подземном способе разработки: Автореф. докт. дис. Новочеркасск: 1998. – 35 с.
51. Казикаев Д.М. Особенности геомеханических процессов и управления ими при совместной разработке месторождений // Горный журнал. – 1986. – №8. – С. 55–58.
52. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений. М.; Изд–во Горная книга, 2008. –361 с.
53. Карелин В.Н., Бадтиев Б.П., Марысюк В.П., Айнбиндер И.И., Аршавский В.В. Исследования влияния параметров камер на устойчивость обнажений массива подработанных вкрапленных руд // Горный журнал. – 2010. – №6. – С. 55–57.
54. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. М.: Руда и металлы. – 2003. –558 с.
55. Каплунов Д. Р., Рубан А. Д., Рыльникова М. В. Комплексное освоение недр комбинированными геотехнологиями / Под ред. акад. РАН К. Н. Трубецкого. М.: ООО НИИИЦ «Недра–XXI». – 2010. –304 с.
56. Каплунов ДР., Шубодеров В.И. Перспективы разработки рудных месторождений комбинированным способом // Горный журнал. – 1997. – №8.–С. 16–19
57. Коваль А.И., Рудас Н.И., Вукало В. К. Маркшейдерское обеспечение комбинированной разработки Тырнаузского месторождения // Горный журнал.– 1980.– №9.– С. 15–19.

58. Котенко Е.А., Чесноков Н.И., Грязнов М.В. Уранодобывающая промышленность капиталистических стран. М.: Атомиздат, 1979. – 270 с.
59. Куликов ВВ. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1972. – 328 с.
60. Мельник В.В., Стась Г.В., Соловьев Р.А., Соловьев Д.А. / Моделирование свода обрушения в твердых глинах // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2023. – №3. – С. 531–535.
61. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений: монография / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин; под общ. ред. д-ра техн. наук И.В. Соколова; Мин-во науки и высш. обр. РФ. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2021. – 340 с.
62. Минаев Д.Ю., Богуславский Э.И. Концепция восходящей отработки крутопадающих рудных месторождений // Горный информационно–аналитический бюллетень (научно–технический журнал). – 2005. – № 11. – С. 241–245.
63. Пыталев И.А., Романько Е.А., Бобылева Е.В., Колкова М.С. Нормирование потерь и разубоживания при поэтажно– камерной системе разработки с последующей закладкой // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. №1(51). – С. 126– 133.
64. Разработка месторождений с закладкой. Под редакцией С. Гранхольма. М.: Мир, 1987. – С. 517.
65. Регламент технологического производственного процесса РТПП 07621060–07–2020. Ведение закладочных работ в условиях подземных рудников ПАО «ППГХО». – Краснокаменск: ПАО «ППГХО», 2015, 73 с.
66. Рыльникова М.В. Обоснование параметров комбинированной геотехнологии освоения медно–колчеданных месторождений Урала. Дисс. докт. техн. наук.–Магнитогорск. –1999. 316 с.
67. Рыльникова М. В., Калмыков В. Н., Ивашов Н.А. Вскрытие при комбинированной разработке медно–колчеданных месторождений // Горная промышленность. – 2003. – № 2. – С. 38–42.

68. Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Эффективные схемы вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений // Недропользование — XXI век. 2007. № 2. С. 44–48.
69. Савелков В.И. Обоснование параметров технологии формирования разнопрочных закладочных массивов с использованием замагазинированной руды: дисс. канд. техн. наук: 25.00.22 – Владикавказ: 2019. – 116 с.
70. Савич И.Н. Комбинированная разработка кимберлитовых месторождений // Горная промышленность. 2004. № 1. С. 42–43.
71. Сашурин А.Д., Аглюков Х.И. Управление геомеханическими процессами возведением высокоплотного закладочного массива // Горный журнал. – 2006. – №2. – С. 36–39.
72. Смелянский Е.С., Палий В.Д., Сакаева Т.Ш. Прогнозирование сдвижения земной поверхности при отработке крутопадающих рудных тел с твердеющей закладкой. // Горный журнал. – 1986. – №5. – С. 51–54.
73. Смирнов О. Ю. Анализ механизма формирования удароопасности рудных месторождений // Маркшейдерия и недропользование. – 2017. – №5. – С. 41–44.
74. Смирнов О. Ю. Анализ механизма формирования удароопасности рудных месторождений // Маркшейдерия и недропользование. – 2017. – №5. – С. 41–44.
75. Соколов И.В., Смирнов А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М. Комплексная оценка стратегии освоения железорудных месторождений экологически–сбалансированной подземной геотехнологией // Горный информационно–аналитический бюллетень. – 2020. – №3. – С. 313–325.
76. Соколов И.В., Смирнов А.А., Гобов Н.В., Антипин Ю.Г. Целесообразность применения подземных обогатительных комплексов на железорудных шахтах // Горный информационно–аналитический бюллетень. – 2014. – № 6. – С. 197–206.
77. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. М. : Недра, 1983. 816 с

78. Струков, К.И. Совершенствование технологии подземной добычи на Кочкарском месторождении // Горный журнал. – 2017. – № 9. – С. 21–25.

79. Требуков А.Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд. М.: Недра, – 1981. – С. 172.

80. Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Проблемы и перспективы развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения недр земли // Физико–технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 4. – С. 116–122.

81. Юматов Б.П. Технология открытых горных работ и основные расчеты при комбинированной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 147 с.

82. Хайрутдинов М.М., Карасев А.Г. Формирование разнопрочных закладочных массивов при разработке месторождений полезных ископаемых // Горный информационно–аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2008. – №1. – С. 276–283.

83. Хомяков В. И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. – М.: Недра, 1984. – С. 224.

84. Хубулов О.Ю. Обоснование параметров технологии закладки выработанного пространства при подземной отработке сильнонарушенных руд: дисс. канд. техн. наук: 25.00.22 – Владикавказ: 2013. – 133 с.

85. Хубулов О.Ю. Аналитический метод определения предела прочности закладочного массива в обнажениях горных выработок // Горный журнал. – 2010. – №6. – С. 78–82.

86. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. М.: Недра, – 1985. – С. 272.

87. Шапошник Ю.Н., Неверов С.А., Неверов А.А. Бутобетонная закладка на подземных рудниках Крайнего Севера // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2021. – Т. 8. №1. – С. 282–290.

88. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1974. 231 с.

89. Шестаков В.А. Проектирование рудников : учебник для вузов. М. : Недра, 1987. 231 с.
90. Этезов И.К. Обоснование технологии управления состоянием прикарьерного массива при разработке месторождений комбинированным открыто–подземным способом. (на примере Тырныаузского месторождения): дисс. канд. техн. наук: 25.00.22. – Владикавказ: 2004. – 100 с.
91. King B., Marcos G., Newman A. Optimizing the open pit–to–under–ground mining transition // *European journal of operational research*. 2017. Т. 257, № 1. P. 297–309.
92. Owen K. C., Guest A. R. Underground mining of kimberlite pipe // XVth Congress, Johannesburg, SAIMM. 1994. Vol. 1. P. 207–218.
93. Lukichev S.V., Belogorodtsev O.V., Gromov E.V. Justification of methods to open up ore bodies with various combinations of conveyor trans– port // *Journal of Mining Science*. 2015. V. 51, № 3. P. 513–521.
94. Peculiarities in setting norms of extraction in underground mining of diamond ore / S.A. Vokhmin, Yu.P. Trebush, G.S. Kurchin [et al.] // *Universal Journal of Engineering Science*. 2014. Vol. 2. P. 39–42.
95. Automated Finsch // *International Mining*. 2012. Vol. 8, № 6. P. 10–13.
96. Chadwick J. Palabora goes underground // *Mining magazine*. 1997. Vol. 177. № 1. P. 28–41. 17. Ghorbani Y., Franzidis J.–P., Petersen J. Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A review // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016. Vol. 37. No. 2. P. 73–119
97. Li G., Zhou Q., Zhu Z., Luo J., Rao M., Peng Z., Jiang T. Selective leaching of nickel and cobalt from limonitic laterite using phosphoric acid: An alternative for value–added processing of laterite // *Journal of Cleaner Production*. 2018. Vol. 189. P. 620–626.
98. Jarvie–Eggart M. E. Responsible Mining: Case Studies in Managing Social & Environmental Risks in the Developed World // Englewood, Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2015. 804p.

99. Sheshpari M. A Review of Underground Mine Backfilling Methods with Emphasis on Cemented Paste Backfill // Electronic Journal of Geotechnical Engineering. 2015. Vol. 20. No. 13. P. 5183–5208.

100. Kachurin, N., Komashchenko, V., Morkun, V. /. Environmental monitoring atmosphere of mining territories // Metallurgical and Mining Industry– 2015. – № 6. – P. 595–597.