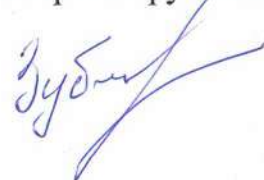


**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования «Магнитогорский государственный технический  
университет им. Г.И. Носова»**

На правах рукописи



**ЗУБКОВ АНТОН АНАТОЛЬЕВИЧ**

**ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И СНИЖЕНИЕ РИСКОВ  
ЭКСПЛУАТАЦИИ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СИСТЕМАМИ  
РАЗРАБОТКИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ ПРИ ПЕРЕХОДЕ  
К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ**

**Специальность**

**25.00.22 — «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»**

**Диссертация  
на соискание ученой степени  
доктора технических наук**

**Научный консультант  
профессор, доктор технических наук  
М.В. Рыльникова**

**г. Магнитогорск, 2022**

## Оглавление

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА ВНЕДРЕНИЯ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА НА КРУПНЫХ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ И ПЕРСПЕКТИВЫ РОСТА ОБЪЕМОВ ПРОИЗВОДСТВА И СНИЖЕНИЯ РИСКА ГОРНЫХ РАБОТ .....	14
1.1. Анализ изменений условий развития подземных работ на рудниках .....	14
1.2. Осложнение горно-геологических и гидрологических характеристик рудных залежей и геомеханических условий при вовлечении в эксплуатацию глубоких горизонтов крупных рудников .....	20
1.3. Особенности геомеханического состояния массива горных пород и требования к крепи горных выработок.....	31
1.4. Инновационные решения и перспективы совершенствования систем подземной разработки с закладкой выработанного пространства .....	45
1.5. Цель, задачи и методы исследования.....	65
2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА.....	68
2.1. Понятие и специфические особенности развития технологического уклада на подземном руднике .....	68
2.2. Влияние технологии проходки, способа и параметров крепления горных выработок на интенсивность подземной добычи руды .....	78
2.3 . Факторы, определяющие интенсивность развития горных работ при системах разработки с закладкой выработанного пространства .....	85
2.4 Развитие научно-методической базы расчета, изготовления и возведения анкерного крепления.....	95
Выводы по главе:.....	103
3. ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ И ФАКТОРОВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА .....	105
3.1 . Установление особенностей интенсификации горных работ при различных вариантах систем разработки с закладкой .....	105
3.2 . Оценка влияния способа механизации горных работ при проходке подготовительно-нарезных на интенсивность отработки запасов .....	121
3.3 . Исследование влияния способа возведения анкерной и комбинированной крепи на скорость возведения подземных выработок .....	149
3.4. Изучение влияния конструкции, видов и параметров крепи на интенсивность очистных работ .....	168

3.5. Оценка интенсивности и рисков проектирования и эксплуатации подземных рудников с закладкой выработанного пространства при становлении нового технологического уклада .....	181
Выводы по главе:.....	199
4. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВОЗВЕДЕНИЯ, НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ И РЕМОНТОПРИГОДНОСТИ АНКЕРНОЙ КРЕПИ.....	203
4.1. Совершенствование способов изготовления и подготовки крепи к установке при проходке горных выработок.....	203
4.2. Оценка технологических характеристик, несущей способности крепи и скорости ее набора .....	221
4.3. Исследование коррозионной стойкости и ремонтпригодности крепи с учетом типа внешнего покрытия.....	248
4.4. Совершенствование и обоснование параметров системы мониторинга качества возведения, несущей способности, ремонтпригодности и восстановления крепи после ремонта .....	262
Выводы по главе:.....	273
5. ОЦЕНКА ИНТЕНСИВНОСТИ И РИСКОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ СТАНОВЛЕНИИ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА .....	275
Выводы по главе.....	292
6. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И ОЦЕНКА РИСКОВ ПРИ ИХ ВНЕДРЕНИИ.....	294
6.1. Оценка технико-экономических показателей технологии горных работ .....	294
6.2 Анализ опасностей и оценка риска аварий до и после внедрения разработанных рекомендаций.....	306
Выводы по главе.....	328
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	331
Список литературы .....	334

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования.** Добыча полезных ископаемых из недр Земли и извлечение ценных компонентов являются сегодня и в обозримом будущем безальтернативной необходимостью самого факта существования человечества. Анализ динамики мировых объемов производства основных видов минерального сырья свидетельствует о непрекращающемся росте объемов потребления минеральных ресурсов.

Увеличение глубины ведения горных работ — общемировая реальность. Это влечет за собой усложнение горно-геологических, геомеханических, горнотехнических, природно-климатических условий освоения недр, что, в свою очередь, оказывает негативное влияние на устойчивость функционирования горнотехнических систем и безопасность ведения горных работ. Повышение экономической эффективности и обеспечение условий безопасного освоения месторождений требуют обоснования новых принципов проектирования горнотехнических систем разработки месторождений на основе внедрения инновационных геотехнологий, при этом качественно изменяются значения конструктивных и технологических параметров систем разработки.

Анализ масштабов извлечения и потребления человечеством георесурсов дает основание заключить, что без совершенствования технологического уклада горного производства невозможно кардинально изменить состояние ресурсного взаимодействия геосферы и техносферы [109, 176]. Главным условием перехода к новому технологическому укладу является разработка и внедрение новых технологических решений, ранее не характерных для традиционных геотехнологических процессов, либо рассмотрение известных процессов в новом качестве с учетом изменения принципов реализации и организации контроля параметров горнотехнических конструкций с оценкой рисков их эксплуатации.

В связи с увеличением объемов добычи полезных ископаемых и необходимостью интенсификации горного производства, устойчивой

тенденцией снижения качества извлекаемых из недр полезных ископаемых при усложнении горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условий разработки месторождений становится актуальным решение задач, связанных с совершенствованием сдерживающих интенсификацию горных работ способов проходки и поддержания горных выработок, возведения постоянной и временной крепи, оперативным контролем за ее состоянием и несущей способностью, разработкой и внедрением новых способов создания несущих горных конструкций и закладочных массивов, определяющих эффективность горного производства и безопасность ведения горных работ. Эта проблема становится все более насущной в связи с ростом риска эксплуатации месторождений в особо сложных условиях, необходимостью освоения, а следовательно, и детального изучения глубинных зон земной коры. Интенсификация горных работ, постоянный рост производственных мощностей горных предприятий приводят к значительной концентрации техногенных воздействий, перемещению огромных масс горных пород, нарушению гидрогеологического режима месторождений. Это вызывает изменение природных геодинамических равновесий в массиве горных пород, сформировавшемся в течение миллионов лет, и обуславливает проявления динамических форм горного давления и других нежелательных процессов, отрицательные последствия развития которых могут уничтожить созидательный эффект человеческой деятельности.

Проблема интенсификации горных работ и снижения рисков эксплуатации подземного рудника при освоении месторождений на больших глубинах при наличии напорных вод, газоносности массива горных пород указывает на актуальность темы диссертационной работы и ее значимость для науки и практики горнорудной промышленности. Актуальность исследований обостряется еще и тем, что уже сегодня эксплуатируемые и находящиеся на этапах строительства подземные рудники зачастую несут большие убытки, обусловленные недооценкой возможностей применения инновационных вариантов обеспечения устойчивости и крепления горных выработок, методов

возведения закладочных массивов с усовершенствованными составом и технологией формирования закладочных смесей.

**Целью исследования** является обоснование условий перехода подземного рудника к новому технологическому укладу в сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях с обеспечением интенсификации горных работ для повышения эффективности и снижения рисков функционирования горнотехнических систем.

**Идея работы** заключается в снижении риска эксплуатации рудного месторождения системами разработки с твердеющей закладкой на основе выявления сдерживающих интенсификацию горных работ факторов и устранения их влияния путем совершенствования и синхронизации продолжительности основных и вспомогательных геотехнологических процессов и определения рационального направления отработки месторождения.

Для достижения поставленной цели исследования и реализации идеи были сформированы и впоследствии решены следующие задачи:

- выполнен анализ изменения условий развития подземных работ на мощных подземных рудниках при осложнении горно-геологических, гидрологических характеристик рудных залежей и геомеханических условий освоения вовлекаемых в эксплуатацию глубоких горизонтов;
- исследованы условия и факторы интенсификации горных работ при камерных системах разработки с закладкой выработанного пространства;
- усовершенствованы конструкции и разработаны методы расчета анкерной и комбинированной крепи горных выработок;
- исследовано влияние способа возведения и вида анкерной и комбинированной крепи на скорость проходки подземных выработок;
- оценены технологические характеристики, несущая способность крепи и скорость ее набора для обеспечения интенсификации горных работ, разработан алгоритм выбора и оценки параметров крепи;

– исследовано влияние технологии закладочных работ, состава закладочной смеси и способов ее приготовления и подачи в выработанное пространство, формирования закладочных массивов на интенсивность горных работ;

– разработаны технологические рекомендации по повышению интенсивности горных работ и становлению нового технологического уклада на крупных отечественных подземных рудниках, оценена их экономическая эффективность и риски при реализации.

**Объект исследований:** технология подземной добычи руд с применением камерной системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства при восходящем и нисходящем направлениях отработки месторождений.

**Предмет исследования:** параметры основных и вспомогательных технологических процессов, сдерживающих интенсификацию горных работ, повышение эффективности и снижение риска эксплуатации месторождения.

**Методология и методы исследования.** Достоверность выводов и рекомендаций, полученных в диссертационной работе, подтверждается применением комплексного метода исследований, включающего: анализ источников научно-технической информации по тематике работы, мониторинг состояния горных работ на действующих рудниках; проведение лабораторных, опытно-промышленных и промышленных экспериментов; физическое, математическое и экономико-математическое моделирование, натурные эксперименты по изучению конструкций, показателей возведения и несущей способности крепи, исследования свойств и состояния природных и техногенных массивов; масштабные опытно-промышленные эксперименты в условиях действующих подземных рудников; статистическая обработка результатов исследований.

Основу теоретической и методической базы составили авторитетные мнения и экспертные заключения, отраженные в различных диссертационных работах, методических исследованиях, научных публикациях, отраслевых

журналах, выступлениях на научно-практических конференциях и методических семинарах.

Информационно-эмпирическая база исследования была сформирована на основе изучения и совершенствования технологий подземной разработки Гайского, Учалинского, Узельгинского и Озерного месторождений медно-колчеданных руд, крупного железорудного месторождения КМА Яковлевское, алмазных месторождений Якутии, месторождения полиметаллических руд Орловское.

**Положения, выносимые на защиту.** Защите подлежат следующие результаты, полученные в рамках научного исследования:

1. Переход горнотехнической системы с применением твердеющей закладки к новому технологическому укладу базируется на гармоничном совершенствовании основных и вспомогательных геотехнологических процессов, сдерживающих рост интенсивности горных работ: проходка и крепление горных выработок, формирование изолирующих перемычек, несущих потолочин, заполнение выработанного пространства твердеющей смесью, а также обеспечивается определением рационального направления развития горных работ.

2. Переход с нисходящего на восходящее направление выемки запасов месторождения в усовершенствованном варианте камерной системы разработки с твердеющей закладкой позволяет сократить продолжительность отработки блока не менее чем в два раза; при этом снижение требований к нормативной прочности закладочной смеси обеспечивает экономию затрат на формирование закладочного массива на 25–50%.

3. Реализация технологий проведения и крепления горных выработок с применением усовершенствованных конструкций самозакрепляющихся анкеров (СЗА) и решений по формированию комбинированной усиленной крепи на основе армокаркаса, металлической сетки, СЗА и торкрет-бетона позволяет сократить сроки проходки подготовительно-нарезных выработок на



33–40% в породах III и IV категорий устойчивости и на 30% в породах V категории устойчивости.

4. Реализация предложенной технологии крепления очистных заходок рамами СВП-22 взамен СВП-27 при длине уходки забоя 1 м и усовершенствовании схемы организации работ с переносом всех подготовительных операций на поверхность шахты обеспечивает увеличение скорости проходки очистных выработок с 90 до 120 м в месяц при сокращении ее стоимости на 25–30%.

5. Внедрение предложенного безопалубочного способа возведения изолирующей перемычки с использованием ускорителей схватывания твердеющей смеси и формирование несущего слоя закладочного массива в основании камеры на высоту не менее высоты перемычки, при отказе от цикличности процесса, способствует сокращению более чем вдвое срока формирования несущего слоя и исключает его слоистость.

6. Повышение интенсивности и снижение рисков ведения горных работ обеспечиваются выбором схемы их развития на выемочном участке и в выемочных единицах с максимальным совмещением технологических процессов в смежных камерах и достижением сбалансированности продолжительности процессов извлечения и воспроизводства запасов при синхронизации интенсивности смежных процессов и сокращении межпроцессных пауз.

#### **Научная новизна диссертационного исследования:**

1. Концептуальный подход к повышению интенсивности отработки запасов рудного месторождения системами разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства при переходе к новому технологическому укладу, базирующийся на гармоничном совершенствовании основных и вспомогательных геотехнологических процессов, сдерживающих рост интенсивности горных работ: проходки и крепления горных выработок, формирования изолирующих перемычек, несущих потолочин, заполнения выработанного пространства твердеющей

смесью, а также на определении рационального направления и порядка развития горных работ.

2. Обоснование параметров технологии и способа формирования изолирующих перемычек безопалубочным методом в режиме непрерывной подачи смеси с отказом от цикличности процесса, что позволяет сформировать равнопрочный несущий закладочный массив на всю высоту и обеспечивает увеличение скорости подготовки камеры к закладке более чем в два раза.

3. Методика расчета параметров самозакрепляющейся анкерной крепи различной модификации в сочетании с усиливающими элементами в специфических горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях, отличающаяся учетом способа и характера закрепления анкера в замке и силового воздействия дополнительных несущих элементов.

4. Зависимости нормативной прочности твердеющей закладочной смеси при нисходящем порядке отработки месторождения от ширины камер и мощности несущего слоя.

5. Методы повышения коррозионной стойкости анкерной крепи в агрессивной рудничной среде, выбор которых определяется способом возведения и конструктивными особенностями крепи, сроком ее эксплуатации, а также спецификой свойств и состава укрепляемых горных пород.

**Теоретическая значимость** исследований состоит в обосновании инновационного подхода к формированию стратегии развития подземных рудников при переходе к новому технологическому укладу, основанному на совершенствовании основных и вспомогательных технологических процессов при нисходящем и восходящем порядке выемки запасов месторождения с обеспечением интенсификации горных работ, повышением эффективности и снижением риска эксплуатации рудных месторождений в сложных условиях системами разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства.

**Практическая ценность** работы заключается в совершенствовании способов обеспечения устойчивости выработок и возведения крепи,

разработке инновационной конструкции крепи, методов, способов возведения закладочных массивов и составов смеси со своевременным контролем их характеристик и несущей способности для обеспечения интенсификации горных работ и снижения риска эксплуатации месторождения.

**Практическая значимость** диссертации заключается в разработке и внедрении технологических рекомендаций по повышению интенсивности горных работ на подземных рудниках при разработке мощных рудных месторождений в сложных горно-геологических, гидрологических и геомеханических условиях.

К элементам научно-методического вклада в развитие теории обоснования параметров подземной геотехнологии относятся следующие результаты:

— установлены закономерности влияния технологии приготовления и возведения закладочной смеси изолирующих перемычек и закладочных массивов на интенсивность горных работ;

— усовершенствованы конструкция и способы возведения анкерной и усиленной комбинированной крепи, установлено влияние параметров крепи на интенсивность горных работ;

— обоснованы параметры системы мониторинга качества возведения, набора несущей способности, ремонтпригодности и восстановления крепи после ремонта;

— предложены технологии формирования изолирующих перемычек и закладочных массивов, обеспечивающих рост интенсивности горных работ;

— произведено сравнение и определены условия применения нисходящего и восходящего порядка отработки месторождения.

**Личный вклад автора** заключается в определении цели и задач исследования; формулировании основной идеи для достижения цели, в разработке комплекса организационно-технических мероприятий по повышению интенсивности подземной добычи руд с применением камерной системы разработки с твердеющей закладкой в восходящем и нисходящем

порядке; в выполнении лабораторных и натурных исследований по подбору составов смеси и способов возведения закладочных массивов, совершенствовании конструкции крепи горных выработок; в обобщении результатов аналитических, лабораторных, опытно-промышленных и промышленных исследований, формулировании выводов и рекомендаций; в разработке и технико-экономическом обосновании эффективности внедрения технологических рекомендаций.

**Достоверность научных результатов** обеспечивается: обобщением предшествующих научных достижений, достаточным объемом лабораторных экспериментов, использованием признанных методов исследований и сертифицированных программных продуктов, применением аналитического и численного моделирования с верификацией теоретических и экспериментальных результатов исследований, корректностью постановки задач и граничных условий, достоверностью исходных данных, принятых на основе лабораторных опытов, натурных наблюдений и результатов деятельности подземных рудников, доверительной сходимостью результатов исследований с использованием различных методов.

**Реализация выводов и рекомендаций.** Основные положения диссертационной работы использованы в проектных решениях по отработке месторождений Учалинское, Узельгинское, Озерное, Гайское и ряда других.

**Степень достоверности и апробация результатов.** Основные идеи и содержание диссертационной работы докладывались на Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (г. Москва, 2016–2022), Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» (г. Екатеринбург, 2012, 2017, 2018), Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр» (г. Бишкек, 2015), Международной конференции «Комбинированная геотехнология» (г. Магнитогорск, 2013, 2015, 2017, 2019, 2021), Международной научно-практической конференции, посвященной 60-

летию института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» «Горнодобывающая промышленность в XXI веке: вызовы и реальность» (г. Мирный, 2021), Международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2019), на Всероссийской научно-практической конференции «Золото. Полиметаллы. XXI век» (г. Челябинск, г. Пласт, 2020, 2022), Международной научной школе академика К.Н. Трубецкого «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» (г. Москва, 2018, 2020).

**Публикации.** Основные положения диссертации опубликованы в 33 научных работах, из них: 14 статей в изданиях, рекомендованных ВАК при Министерстве науки и высшего образования РФ и входящих в международные реферативные базы данных и системы цитирования; 17 — в прочих изданиях; 1 монография, 1 учебное пособие, а также получено 19 патентов.

**Объем и структура работы.** Диссертация состоит из введения, шести глав, заключительных выводов и рекомендаций, списка использованной литературы, насчитывающего 221 наименование. Работа изложена на 360 страницах, содержит 55 таблиц и 99 рисунков.

# **1. ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА ВНЕДРЕНИЯ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА НА КРУПНЫХ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ И ПЕРСПЕКТИВЫ РОСТА ОБЪЕМОВ ПРОИЗВОДСТВА И СНИЖЕНИЯ РИСКА ГОРНЫХ РАБОТ**

## **1.1. Анализ изменений условий развития подземных работ на рудниках**

Основные направления развития горного дела в России в XXI в. стимулируют в первую очередь рост объемов добычи и переработки руд черных, цветных и драгоценных металлов, урана, угля, алмазоносного, горно-строительного и горно-химического сырья, они являются наиболее надежным плацдармом развертывания крупных отечественных инновационных проектов [196].

В последние годы масштабы и интенсивность эксплуатации недр интенсивно растут, что обусловлено прежде всего существенным изменением в последние два десятилетия природных условий освоения недр, когда вместо постепенного ухудшения параметров эксплуатируемых месторождений произошел качественный скачок — переход к разработке объектов нового типа — залегающих глубоко, со сложными горно-геологическими и геомеханическими условиями. Этот период совпал также с новым этапом развития горной промышленности — массовым внедрением в практику горных работ комплексно-механизированных и автоматизированных систем управления производством. Кроме того, это время соответствует новому этапу эволюции горных наук — этапу интеллектуализации и цифровизации горного производства.

В связи с изменением условий ведения подземных работ производственники столкнулись с качественно новыми глобальными и весьма острыми вызовами, обусловленными геодинамическими и газодинамическими явлениями в форме горных ударов, внезапных выбросов угля, породы и газа, затоплением рудников, подземными пожарами, техногенными землетрясениями [25]. На развитие горнодобывающей промышленности все большее влияние оказывают увеличение глубины, на которой ведется добыча полезных ископаемых, усложнение природных условий на вновь осваиваемых

месторождениях и снижение качества минерального сырья в недрах (обеднение полезными компонентами, повышение содержания вредных примесей, увеличение доли труднообогатимых руд).

В связи с быстрым ростом глубины горных работ на подземных рудниках Урала, Крайнего Севера и Западной Сибири, а также с ростом компонент напряжений в массиве горных пород усложняется решение вопросов управления горным давлением. На достигнутых в настоящее время глубинах на целом ряде рудников и шахт, особенно в тектонически и сейсмически активных районах, возникают катастрофические явления, связанные с геодинамическими явлениями в отработываемых массивах горных пород в форме техногенных землетрясений, ударов горно-тектонического типа, внезапных выбросов угля и газа, обрушения больших масс горных пород, прорывов воды и др. [72]. Эти регионы относятся к областям с наиболее развитой горной промышленностью, для которых проблема предотвращения техногенных катастроф весьма актуальна [72,123,177]. При этом широкий спектр добываемых полезных ископаемых (железные, полиметаллические и кимберлитовые руды, золото и др.), большие масштабы и разнообразие условий добычи (глубины очистных работ от 300 до 1500 м и более, объемы выработанных подземных пространств от 3 до 300 млн м<sup>3</sup> и более и сложность геомеханических условий (главные горизонтальные напряжения изменяются от 1,3 до 5  $\gamma$ H и более) обеспечивают приоритет для создания уникальных экспериментальных полигонов для проведения фундаментальных исследований природы опасных геодинамических явлений различной интенсивности.

Появились также новые обстоятельства, ранее не принимавшиеся во внимание, такие как условия мирового рынка минерально-сырьевых товаров и требования обеспечения экологической безопасности горного производства, а также ухудшение экономико-географических условий промышленного освоения месторождений и усложнение экологической обстановки, особенно в крупных горнопромышленных регионах. Эта тенденция сохранится и в будущем. Иными словами, общей тенденцией является расширение дефицита производственных

ресурсов с практически полным исчерпанием возможностей для их ресурсного пополнения и взаимозаменяемости, необходимой для технического прогресса практически во всех отраслях промышленности при развитии технологического уклада по сложившимся тенденциям [25]. Особенности совершенствования технологического уклада рудника неразрывно связаны с ростом уровня организации производства. Поэтому одним из принципов перехода к новому технологическому укладу на современном этапе является обеспечение соответствия уровня организации всех основных и вспомогательных технологических процессов уровню его технического переоснащения [109].

В трудах академика К.Н. Трубецкого, членов-корреспондентов РАН Д.Р. Каплунова и В.Л. Яковлева, докторов наук С.С. Андрейко, О.З. Габараева, В.И. Голика, Ю.В. Дмитрака, Х.Х. Кожиева, С.В. Корнилкова, М.В. Рыльниковой, Т.Э. Шяймартдянова, доцента Д.Н. Радченко и др. [25,50,51,105,109,111,176,191,195-198] рассмотрены новые подходы к обеспечению устойчивого развития горного производства и принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых. В этих работах отмечено, что эксплуатация ресурсов земных недр приводит к существенному их истощению. Сокращаются масштабы вовлекаемых в освоение месторождений, характеризующихся снижением содержания в них ценных компонентов, ухудшаются географические и социально-экономические условия размещения перспективных георесурсов, усложняются условия вовлечения в эксплуатацию участков ранее разрабатываемых месторождений, на поверхности Земли увеличиваются объемы накопленных отходов и техногенного сырья.

Профессором М.В. Рыльниковой [176], по нашему мнению, дано наиболее точное и глубокое обоснование необходимости перехода горного предприятия к новому технологическому укладу и конкретизировано, что условием перехода является крупномасштабная перестройка производства на инновационной и цифровой основе с ростом производственной мощности предприятия на фоне повсеместного истощения запасов осваиваемого месторождения, смены и



расширения перечня технологических операций, процессов и номенклатуры выпускаемой товарной продукции. Под адаптацией к конкретным условиям разработки понимается оперативная синхронная трансформация технологических процессов к свойствам и состоянию техногенно преобразуемого участка недр с учетом изменяющихся потребностей общества, даже вне зависимости от прямых целей извлечения полезных ископаемых из недр [176].

Общемировые тенденции в развитых крупных горнодобывающих странах — Австралии, Китае, США, Великобритании, Германии, Канаде, Японии и др. направлены на обеспечение устойчивого развития горнопромышленных комплексов и горнодобывающих регионов на основе внедрения интеллектуальных геотехнологий, дистанционного управления опасными процессами добычи и глубокой переработки минерального сырья, гармонизации всех основных и вспомогательных технологических процессов. Трансформация сырьевой экономики любой страны не может зиждиться на старых принципах недропользования, заложенных в эпоху масштабной индустриализации. Таким образом, наиболее опасная, трудоемкая и энергозатратная отрасль народного хозяйства, отвечающая за добычу твердых полезных ископаемых, характеризуется следующими негативными причинами и последствиями техногенного преобразования недр [177]:

— рост непредсказуемых техногенных катастроф, влекущих человеческие жертвы и потерю запасов в недрах;

— серьезные экологические последствия применения открытого способа разработки, имеющего до настоящего времени преимущественное распространение ввиду относительно низкой себестоимости добычи руды;

— несовершенные принципы подсчета запасов и показателей качества извлечения из недр минерального сырья, что влечет потери миллиардов тонн угля, цветных, редких и благородных металлов, алмазов и других элементов;

— усложнение условий ведения горных работ в литосфере, насыщенной флюидами газов и жидкостей с динамическим характером проявлений;

— повышенные риски проявления геомеханических, газо- и гидродинамических процессов;

— гендерное и возрастное неравенство ввиду исторически сложившегося уклада горной отрасли с высокой долей тяжелого физического труда.

Переход на интеллектуальные горные технологии должен рассматриваться как базис безопасного социально-экономического развития общества. Создание цифровой модели месторождения в программном комплексе позволяет получить наглядное изображение распространения полезных компонентов в массиве горных пород, что обеспечивает эффективность ведения горных работ на предприятии.

Цифровая модель месторождения (ЦММ) — базовая основа, обладающая способностью накопления информации. ЦММ должна иметь способность построения и визуализации аналитической трехмерной топографической поверхности. Внедрение современных компьютерных технологий в работу горных предприятий позволяет повысить скорость обработки данных. Соответственно, устойчивое развитие горнопромышленных комплексов достижимо только на основе цифровизации производства и внедрения интеллектуальных технологий при непрерывном мониторинге состояния горнотехнической системы с последующей корректировкой параметров геотехнологических процессов.

Таким образом, характеризуя изменения условий развития подземных работ на крупных подземных рудниках, к числу отличительных особенностей следует отнести:

— рост количества маломасштабных месторождений и доли мощных месторождений руд низкой ценности в общей добыче минерального сырья низкого качества;

— снижение содержания в руде ценных компонентов и, как следствие, понижение бортового содержания:

- железа (Fe) до 18%;
- меди (Cu) до 0,3–0,4%;

- золота (Au) до 0,3 г/т;
  - повышение доли труднообогатимых руд с высоким содержанием серы, мышьяковистых и других примесей;
  - увеличение проектной глубины открытых горных работ в пределах до 1100 м, глубины ведения подземных работ на: железорудных месторождениях до 1000 м, медно-колчеданных месторождениях — до 1200 м, медно-никелевых — до 2200 м, золоторудных — до 1200 м;
  - накопление больших объемов техногенных образований, сопоставимых по объему и качеству сырья с запасами перспективных месторождений;
  - устаревшие принципы подсчета запасов, установления рационального извлечения из недр минерального сырья и ценности извлекаемых из вещества компонентов;
  - оставление в недрах Земли значительных объемов природно-техногенных запасов, расположенных в сложных геомеханических, газогидродинамических и горнотехнических условиях;
  - смещение объектов разработки полезных ископаемых в труднодоступные районы с неразвитой инфраструктурой и неблагоприятными природно-климатическими условиями;
  - рост доли месторождений, разрабатываемых в криолитозоне;
  - рост техногенных катастроф, влекущих человеческие жертвы и потерю запасов в недрах;
  - интенсификация техногенной нагрузки на окружающую среду с ограниченной экологической емкостью.

Вместе с тем с вовлечением в разработку глубоких горизонтов месторождений изменились не только условия развития подземных работ на рудниках, но и горно-геологические и гидрологические характеристики залегания полезных ископаемых на вовлекаемых в эксплуатацию глубоких горизонтах месторождений. Это предопределяет определение условий,

обеспечивающих достаточную эффективность и снижение рисков эксплуатации подземных рудников в столь сложных условиях.

## **1.2. Осложнение горно-геологических и гидрологических характеристик рудных залежей и геомеханических условий при вовлечении в эксплуатацию глубоких горизонтов крупных рудников**

Освоение запасов рудных месторождений, в том числе с небывало низкими средними содержаниями полезных компонентов, поставило на повестку дня множество новых нерешенных задач при освоении природных ресурсов Урала, Сибири, Севера и Дальнего Востока России, знаменуя переход к новой парадигме недропользования в этих регионах с переходом к новому технологическому укладу.

Так, основу отечественной сырьевой базы алмазов составляют коренные кимберлитовые месторождения, включающие 93,3% запасов алмазов страны и обеспечивающие 82,6% их добычи. При этом 47,1% запасов сосредоточено в месторождениях, предусматривающих подземную отработку. Почти 80% запасов заключено в недрах Республики Саха (Якутия), где расположены уникальные и крупные месторождения алмазов — кимберлитовые трубки «Юбилейная», «Мир», «Удачная», «Ботуобинская», «Нюрбинская», «Интернациональная», «Айхал» и «Зарница», месторождение Верхне-Мунское [60].

Запасы коренных месторождений Республики Саха, предназначенные для отработки подземным способом, составляют около 400 млн тонн кимберлитовых руд [24,30]. Характерной особенностью алмазоносных месторождений России является разнообразие условий залегания кимберлитовых трубок, их размеров и форм, наличие горно-геологических факторов, осложняющих условия разработки: высокая степень обводненности ряда месторождений, наличие нефте- и газопроявлений во вмещающих породах, зачастую низкая прочность руд и пород, высокая засоленность подземных вод и наличие в них растворенного сероводорода.

Водные объекты при ведении горных работ являются усложняющим фактором, который обуславливает выделение в отдельную группу зон, опасных по прорыву воды. Так, на месторождении «Интернациональная» было выделено три зоны, где от водного объекта в карьере и от водоносных горизонтов в толще пород, а также на глубине более 1000 метров проявляются опасные зоны динамических форм горного давления.

Значительная часть запасов месторождения трубки «Интернациональная» и ряда других расположена в пределах мощных высоконапорных комплексов сильноминерализованных газонасыщенных рассолов. Оработка этих запасов предусматривается после дренирования и снятия напоров, однако полностью исключить поступление воды в подземные горные выработки с помощью дренажных систем невозможно. Таким образом, технология ведения горных работ вблизи и непосредственно в самих опасных зонах должна исключать возможность развития сверхнормативных смещений горных пород, которые не могут быть полностью учтены при расчетах параметров горнотехнических систем на стадии проектирования.

Кимберлитовая трубка «Удачная» расположена в Северо-Восточной части Сибири, в Алдыно-Алакитском алмазоносном районе, недалеко от одноименного города Удачный Республики Саха (Якутия). С 2014 года введен в эксплуатацию подземный рудник им. Ф.Б. Андреева «Удачный». Геологическое строение трубки «Удачная» отличается от традиционной, характерной для кимберлитовых рудных тел: на абсолютной отметке -320 м трубка разделяется на два самостоятельных овальных рудных тела — Восточное и Западное (ВРТ и ЗРТ), которые в дальнейшем прослеживаются до глубины свыше -1080 метров. При подземной разработке месторождения одновременное ведение работ в Западном и Восточном рудных телах значительно влияет друг на друга, что также необходимо учитывать при планировании и ведении очистных работ (рис. 1.1).

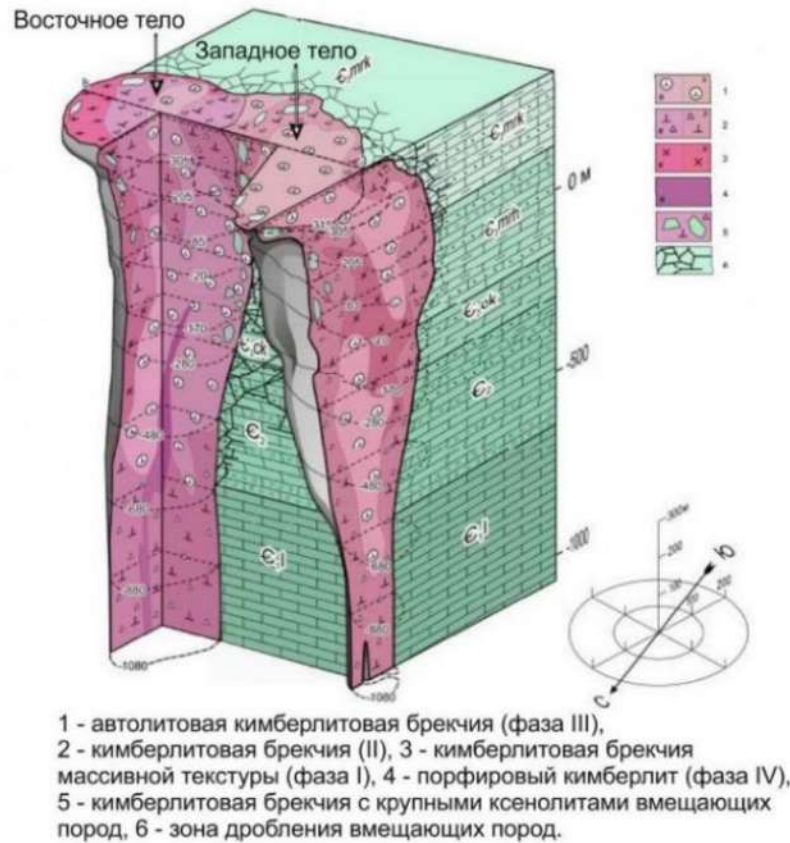


Рисунок 1.1. Геологическое строение кимберлитовой трубки «Удачная» [119]

Для месторождения характерна высокая трещиноватость массивов руд и вмещающих пород, особенно в зонах контакта рудных тел с породным массивом, расположенным в пережиме между ВРТ и ЗРТ [47,65,67,113,181]. Рудник «Удачный» является опасным по газовыделению, коллекторами газа выступают шахтные воды и различного рода полости в породных массивах, подземные шахтные воды крайне агрессивны, представлены хлоридно-кальциевыми рассолами с минерализацией до 420 г/л, что крайне негативно влияет на производительность и срок службы горнодобычного оборудования, а также значительно ослабляет крепь подземных горных выработок, сокращая срок службы нарезных штреков до 6–12 месяцев [18,28,66,78,92,122]. Трубка «Удачная» характеризуется низким содержанием алмазов, что делает эту трубку низкоэффективной при отработке месторождения традиционными геотехнологиями, характерными для Крайнего Севера, — системами с закладкой выработанного пространства. Породный массив, расположенный между

Восточным и Западным рудными телами, является одним из факторов, который будет серьезно влиять на ведение подземных горных работ. Через данный междурубчатый массив пройдены основные вскрывающие горные выработки на откаточных подземных горизонтах -380, -480 и -580 м, а также нарезные горные выработки на добычных подэтажах. Данный породный массив в зонах контакта с алмазонасными кимберлитами имеет нарушенную структуру, в самом массиве отмечены множественные трещины и различного типа нарушения с частотой 0,4–0,7 метра, длиной до 50 метров [11,26,28,65,67,122,78,184]. Неконтролируемое массовое обрушение пород способно создать опасную ситуацию на подземном руднике. Приблизительный объем обрушенного массива, высотой около 250 м, может достигать свыше 12,5 млн м<sup>3</sup>, что сопоставимо с объемом одного из рудных тел трубки «Удачная» [10,112,122]. Размеры возможных для обрушения кусков породы могут варьироваться от нескольких сантиметров до десятков метров, которые могут неконтролируемо обрушиться на предохранительный целик.

Планируется вовлечение в алмазодобычу кимберлитовых трубок с пониженной товарной ценностью руды, в то же время строительство подземных рудников при снижении объемов добычи алмазонасного сырья требует значительных инвестиций [68,139]. Во всех случаях основным критерием выбора наиболее эффективного варианта системы и элементов технологий алмазодобычи должен быть экономический показатель, отражающий интенсивность горных работ, промышленную безопасность, экологические и другие факторы. Окончательный выбор варианта системы разработки применительно к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям месторождения должен осуществляться с разделением на отдельные этапы и зоны с установлением календарного графика и требуемых объемов подготовительных и добычных работ.

Специфические условия разработки алмазонасных кимберлитовых трубок Крайнего Севера — суровый климат, отрицательные или низкие положительные

температуры горного массива, его разупрочнение при увлажнении и растеплении, незначительные размеры рудных тел в плане, наличие напорных высокоминерализованных агрессивных подземных вод, а на ряде месторождений — галогенных пород, специфичность геологического строения и минерально-сырьевой базы территориально разобщенных алмазных месторождений, отсутствие традиционно используемых для закладки выработанного пространства материалов, географическая отдаленность региона от промышленно развитых районов страны, что требует принципиально новых комплексных решений сложных технологических, организационно-технических и экономических задач по интенсификации и безопасности технологии ведения подземных горных работ при освоении кимберлитовых трубок в криолитозоне.

Сырьевая база железных руд Российской Федерации является одной из крупнейших в мире. Основная часть запасов сосредоточена на крупных эксплуатируемых месторождениях КМА, значительные запасы разведаны и осваиваются в Карелии, на Среднем Урале, в Забайкалье и Южной Якутии (рис. 1.2). В то же время качество отечественных руд невысокое: среднее содержание железа в рудах колеблется в пределах 28–34%, в то время как в Австралии и Бразилии преобладают богатые руды с содержанием железа 45–66%. Во многом по этой причине доля нашей страны в мировом производстве железных руд едва превышает 5%, позволяя ей занимать лишь пятую позицию в мире [59].

При этом гидро- и горно-геологические условия российских богатых железорудных месторождений исключительно сложны из-за глубокого залегания рудных тел, что значительно снижает их промышленную ценность. Крупными запасами среди таких объектов выделяются на подготавливаемом к разработке Яковлевском и неосвоенных Гостищевском и Висловском месторождениях.





Рисунок 1.2. Запасы железорудного сырья по регионам РФ [59].

Немногом более 15% запасов железных руд России, или 17,3 млрд т, сосредоточено в месторождениях Среднего Урала, главное из которых — разрабатываемое Гусевогорское месторождение титаномагнетитовых руд в Свердловской области — является одним из крупнейших в России и мире. Около 10% российских запасов, или 10,7 млрд т, железных руд разведаны на территории Сибирского федерального округа; примерно две трети из них представлены железными рудами скарново-магнетитового типа, разведанными в месторождениях юга Кемеровской области (Таштагольское) и Восточной Сибири (Рудногорское, Капаевское, Нерюдинское, Быстринское). Содержание железа в таких рудах колеблется от 20 до 50%, в повышенных концентрациях встречаются медь, цинк, золото, кобальт.

Крупные объекты других геолого-промышленных типов разведаны в Забайкальском крае. Большая их часть находится в нераспределенном фонде недр [59].

В Белгородской области завершается строительство опытного подземного рудника для разработки богатых гематит-сидерит-мартитовых руд производственной мощностью 4,5 млн т руды на участке Центральный

Яковлевского месторождения. Основные технологические сложности при строительстве Яковлевского рудника связаны с уникальным геологическим строением глубокозалегающего месторождения богатых руд КМА. Руды залегают среди выветрелых железистых кварцитов на глубине 480–590 м в виде мощной, до 300 м, залежи клинообразной формы и характеризуется крайне низкой прочностью богатых железных руд — до 1,0 МПа и высокой пористостью — до 42%. Необходимость сохранения водозащитных свойств покрывающей выработанное пространство рудной и породной толщи определяет требования к ведению подготовительных и очистных, включая закладочные, работ. На всех этапах технологии необходимо обеспечение устойчивости обнажений в боках и кровле подготовительных и очистных выработок в рудном, породном и закладочном массивах [130,179,190].

Железорудные месторождения Западной Сибири располагаются в регионах современной тектонической активности недр. Происходящие в массиве горных пород природные геодинамические процессы влияют на безопасное состояние горных выработок и всего горнодобывающего производства. На массив горных пород оказывает существенное влияние техногенное воздействие, формируемое выемкой запасов руды [136,138]. Вследствие этого повышаются требования к геотехнологии добычи железных руд в условиях действия высоких горизонтальных напряжений (3–5  $\gamma$ H) в массиве горных пород. Блочное строение горного массива и высокий уровень тектонических напряжений способствуют активному развитию процессов сдвижения и деформирования пород при их подработке, что существенно осложняет эксплуатацию опасных производственных объектов, и только повышение интенсивности горных работ способно решить вопросы эффективности и безопасности горных работ.

В России среди рудных месторождений удароопасными являются Североуральское бокситовое, железорудные месторождения Горной Шории и Хакасии, рудники Талнахского района, Кольского полуострова. Так, понижение горных работ на Таштагольском руднике до глубины 500 м от поверхности, достижение глубины отработки в 400–500 м на Шерегешевском, Казском и

Абаканском месторождениях вызвало рост интенсивности динамических явлений, возникновение динамических событий с энергией 5–9-го класса на Шерегешевском, динамических явлений в массивах пород Казского и Абаканского месторождений. Таштагольское месторождение отнесено к опасным, а Казское, Шерегешевское и Абаканское — к угрожаемым по горным ударам [31,74,128,180,203,205].

Разработка месторождений калийно-магниевых солей имеет ряд специфических особенностей, в основном связанных с тем, что все соли легко растворимы в воде, поэтому одной из основных задач является изоляция природных вод от зоны ведения горных работ, в особенности из вышележащих водоносных горизонтов [131]. Вопрос безопасности ведения горных работ стоит в приоритете у недропользователей. В России шахтная разработка месторождений калийно-магниевых солей ведется с применением камерно-столбовой системы с поддержанием кровли на жестких целиках. Этот метод добычи характеризуется высокими потерями, однако он необходим для сохранения целостности водозащитной толщи (ВЗТ).

Подземная разработка практически всех калийных месторождений в мире осложняется газодинамическими явлениями [61,127,220]. Основные факторы газодинамических явлений, такие как их внезапность, высокая скорость разлета кусков породы, значительные объемы разрушаемых горных пород, выделение горючих и ядовитых газов, ударная воздушная волна, к сожалению, нередко приводят к трагическим и катастрофическим последствиям.

Единственной мерой снижения рисков проявлений газодинамических и геодинамических явлений, снижения вероятности прорыва поверхностных и подземных вод является повышение надежности конструкций и скорости возведения крепи, ускорение сроков возведения закладочных массивов в выработанном пространстве, чтобы повысить несущую способность целиков и устойчивость обнажений пород в горных выработках.

В Норильском районе Красноярского края расположены крупнейшие уникальные медно-никелевые месторождения Октябрьское и Талнахское. Руды

этих месторождений — комплексные, подразделяются на три типа: сплошные и «медистые», которые характеризуются богатыми содержаниями (до 2,5–4,5% Cu), а также бедные вкрапленные с содержаниями Cu 1% и менее. В настоящее время ведется добыча преимущественно сплошных и «медистых» руд, однако постепенно доля вовлекаемых в отработку вкрапленных руд растет. Кроме того, в Норильском районе располагаются крупные по запасам меди сульфидные медно-никелевые месторождения бедных вкрапленных руд — Норильск I и Масловское. Аналогичные по типу месторождения выявлены на юге Красноярского края (Кингашское и Верхнекингашское), в Мурманской области (месторождения Печенгского рудного района), в Воронежской области (Елкинское и Еланское).

Условия проведения и поддержания горных выработок на глубоких рудниках Норильска отличаются большим разнообразием [27]. Напряженное состояние массива характеризуется повышенными горизонтальными составляющими напряжений, превышающими вертикальные в 1,4–1,6 раза. При переходе горных работ на глубокие горизонты (800 и более метров) в приконтурном массиве формируются зоны критического напряженно-деформированного состояния.

Высокие риски развития динамических форм проявлений горного давления, газодинамических и гидродинамических проявлений определяют необходимость технического переоснащения рудников с совершенствованием способов проходки и крепления горных выработок, возведением искусственных перемычек и закладочных массивов на основе комплексной цифровизации горного производства.

Основные ресурсы медно-колчеданного типа локализованы на флангах и глубоких горизонтах разрабатываемых месторождений — Гайского (Оренбургская область), Узельгинского и Новопетровского рудопроявления (Республика Башкортостан). Проблема воспроизводства запасов Уральского региона стоит наиболее остро ввиду истощения его сырьевой базы в результате многолетней эксплуатации [60].

Проведение горных выработок и очистные работы в колчеданных рудах систематически сопровождаются взрывами и вспышками сульфидной пыли. В настоящее время взрывы пыли имеют место на рудниках ООО «УГМК-Холдинг». Только за период 2010–2014 гг. на рудниках ОАО «Гайский ГОК» и Учалинского ГОКа, в Сибайском филиале Учалинского ГОКа зарегистрировано более 16 пылевых взрывов. Некоторые взрывы сопровождаются разрушением забойного оборудования и крепи вплоть до вывода из строя действующего Сибайского подземного рудника [192].

Перспектива успешной работы Учалинского ГОКа зависит от разработки месторождений — Ново-Учалинское, Озерное, Западно-Озерное, Чебачье, характеризующихся сложными горнотехническими условиями разработки и низким содержанием полезных компонентов, и определяется необходимостью непрерывного совершенствования технологических процессов добычи и переработки разнородных руд в части повышения уровня извлечения ценных компонентов, что возможно обеспечить только на основе введения нового технологического уклада горного производства, ориентированного на интенсификацию горных работ с полной цифровизацией производства. Учитывая, что резервные месторождения будут преимущественно разрабатываться подземным способом, наиболее перспективным направлением утилизации отходов является закладка ими выработанного пространства после предварительного доизвлечения ценных компонентов [19].

На Гайском месторождении рудная зона простирается в субмеридиональном направлении при крутом восточном падении (60–75°). Рудные тела имеют форму плоских, сильно вытянутых по простиранию и падению рудных линз мощностью до 160 м с крупными раздувами.

Узельгинское месторождение медно-колчеданных руд представлено рядом слепых колчеданных тел, залегающих в двух рудоносных ярусах, расположенных этажно относительно друг друга. Общая протяженность субмеридионально вытянутой рудной зоны составляет 2350 м при ширине до 400 м. Несколько в стороне, в 300 м к западу, расположено рудное тело № 6. На

месторождении выделено девять наиболее крупных рудных тел, сопровождающихся серией мелких линзовидных тел (их количество — 54), удаленных от основных на расстояние до 50–150 м от основных залежей [43].

К верхнему рудоносному горизонту приурочены рудные тела 1, 5, 6, 9. Кровля рудных тел находится на глубине 130–170 м от поверхности, подошва — на глубине 150–380 м. Мощность рудных тел колеблется от 30 до 80 м.

К нижнему рудоносному горизонту приурочены рудные залежи 2, 3, 4, 7, 8 на глубине 420–640 м. Они прослеживаются по простиранию с севера на юг с небольшими перерывами на 1600 м. Мощность изменяется от 3,5 до 110 м. Расстояние между верхним и нижним рудоносными горизонтами по вертикали — от 150 до 450 м, запасы нижнего яруса — 60 млн т, верхнего — 40 млн т.

В процессе освоения большинства медно-колчеданных месторождений наблюдается сокращение рудных площадей за счет ухудшения горно-геологических, горнотехнических условий и увеличения глубины разработки. Сокращение рудных площадей приводит к снижению производственной мощности подземных рудников, что отрицательно сказывается на технико-экономических показателях горнодобывающих и металлургических предприятий. Основным направлением повышения эффективности горных работ и безопасности эксплуатации рудников является совершенствование технологического уклада с обеспечением роста интенсивности освоения запасов, повышением производственной мощности горных предприятий и скорости проходки горных выработок, набора несущей способности крепи и искусственных горнотехнических конструкций.

Таким образом, анализ состояния сырьевой базы России показывает, что большинство вовлекаемых в разработку месторождений имеет значительные объемы запасов руд низкого качества, расположенных преимущественно на глубоких горизонтах месторождений. Именно по причине глубокого залегания минерального сырья низкого качества растут объемы запасов под подземную разработку. Высокая степень обводненности, зачастую низкая прочность руд и пород, высокая засоленность подземных вод также являются осложняющими

факторами разработки ряда месторождений. Условия нередко являются опасными по газовыделению, коллекторами газа выступают шахтные воды и различного рода полости в породных массивах, подземные шахтные воды крайне агрессивны. Выклинивание мощности, вывалы, высокие напряжения и деформации — все это влечет увеличение затрат на разработку и вызывает повышенные риски. Очень часто месторождения расположены в криолитозоне, малоосвоенных районах с неразвитой инфраструктурой.

В таких условиях эффективная эксплуатация рудников достижима только за счет повышения интенсивности сдерживающих, наиболее «узких» технологических процессов. При разработке месторождений твердых полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах проблема обеспечения безопасности горных работ приобретает ключевое значение. Наиболее остро стоят вопросы предупреждения опасных проявлений горного давления, охраны и поддержания целиков и горных выработок, обеспечения устойчивости конструктивных элементов систем разработки. Эффективным способом решения этих проблем является сокращение сроков набора несущей способности горнотехнических конструкций за счет принятия новых конструктивных и технологических решений.

Выполненный обзор минерально-сырьевой базы рудных месторождений России позволил выбрать для исследований наиболее сложные по условиям разработки и типичные месторождения: Гайское и Узельгинское месторождения медно-колчеданных руд, крупное железорудное месторождение КМА Яковлевское, алмазные месторождения Якутии, месторождение полиметаллических руд Орловское.

### **1.3. Особенности геомеханического состояния массива горных пород и требования к крепи горных выработок**

Возрастающие потребности в различных видах минерального сырья приводят к углублению горных работ на эксплуатируемых месторождениях и вовлечению в разработку месторождений, неблагоприятных по климатическим

или горно-геологическим условиям, а снижение бортового содержания полезных компонентов обуславливает рост объемов извлекаемой и перемещаемой горной массы. Все это приводит к нарушению геодинамического режима геофизической среды, что влечет за собой снижение технико-экономической эффективности и нарушение условий безопасности горных работ. В структуре затрат на добычу условно-постоянные затраты горнодобывающего предприятия играют значительную роль, и при снижении производственной мощности доля данных затрат на тонну добытой руды увеличивается, что приводит к росту себестоимости продукции. Увеличение производственной мощности влечет сокращение условно-постоянных затрат при добыче и переработке полезных ископаемых. Нарращивание производственных мощностей в настоящее время на рудных месторождениях достигается в первую очередь за счет увеличения вовлекаемых в отработку рудных площадей. При этом неоправданно малое внимание уделяется вопросам повышения интенсивности основных и вспомогательных производственных процессов, срокам отработки выемочных мощностей и погашения пустот.

Под нарушением геодинамического режима геофизической среды понимается любая композиция твердых, жидких и газообразных сред, взаимодействующих между собой при механическом движении в силовых полях Земли. В этих условиях возрастает роль геомеханики в части изучения прочности, устойчивости и деформируемости массивов горных пород, горнотехнических объектов и сооружений в поле природных и техногенных воздействий, а ухудшение горно-геологических условий ведения горных работ вызывает и усложнение геомеханических задач.

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых на больших глубинах осложняется повышенным уровнем действующих напряжений и слабой устойчивостью обнажений и конструктивных элементов системы разработки и бывает опасна по проявлениям геодинамических явлений, таких как горные удары, вывалы, зональные нарушения породного массива и т.п. Освоение месторождений в таких условиях требует применения рационального порядка



отработки, обеспечивающего разгрузку массива от высоких напряжений, а также применения специальных мероприятий при производстве очистных работ [33].

Неоспоримый вклад в развитие теории и практики методов и способов подземной разработки рудных месторождений, включая условия освоения рудных залежей на больших глубинах, внесли крупные ученые: М.И. Агошков, И.И. Айнбиндер, В.И. Борщ-Компаниец, Д.М. Бронников, Н.П. Влох, Ю.В. Волков, О.З. Габараев, В.И. Голик, Ю.В. Демидов, А.А. Еременко, Н.Х. Загиров, Н.Ф. Замесов, О.В. Зотеев, А.В. Зубков, В.Р. Именитов, М.А. Иофис, Д.М. Казикаев, В.Н. Калмыков, Д.Р. Каплунов, Р.П. Каплунов, Э.В. Каспарьян, А.А. Козырев, Е.В. Кузьмин, Г.Н. Кузнецов, М.В. Курленя, В.С. Литвиненко, А.Б. Макаров, Н.Н. Мельников, В.Н. Опарин, И.В. Соколов, И.Ю. Рассказов, М.В. Рыльникова, И.Н. Савич, С.М. Ткач, А.М. Фрейдин и другие.

Результаты исследований по проведению и креплению выработок в сложных горно-геологических условиях свидетельствуют, что при проведении горных выработок нарушается равновесие в массиве горных пород, происходит перераспределение напряжений, деформация пород проявляется в смещениях стенок и кровли выработок, прогибах слоев, появлении трещин и обрушении горных пород.

Тенденция к увеличению глубины разработки, расширению границ шахтных рудных полей по падению и простиранию приводит к тому, что с каждым годом увеличивается количество выработок в зонах тектонических нарушений и растет горное давление. Вовлечение в отработку техногенно нарушенных и глубоко залегающих рудных тел вызывает осложнение геомеханических проблем.

Обобщение накопленного опыта ведения горных работ в сложных условиях показывает, что перспективным направлением сокращения затрат на крепление и поддержание горных выработок является увеличение темпов их сооружения с широким внедрением инновационных конструкций анкерной и комбинированной крепи (как самостоятельного вида, так и в сочетании с другими типами крепей), которые отличаются возможностью полной

механизации работ по ее возведению, что позволяет повысить безопасность работ и создать значительную экономию материалов, увеличить сроки эксплуатации горных выработок.

В настоящее время на шахтах и рудниках Украины получают все большее распространение рамно-анкерные крепи горных выработок, включающие в свои конструкции различные типы анкеров [34]. Первая функция анкеров позволяет снизить нагрузку за счет восприятия части нагрузок упрочненной породной оболочкой, а вторая функция — повысить несущую способность комбинированной крепи за счет снижения значений компонентов поля напряжений с помощью реакции анкеров. Авторы считают, что в результате сочетания анкеров с комбинированной крепью можно создавать крепи, которые отличаются пониженной материалоемкостью при повышении несущей способности в сложных горно-геологических условиях

В работе [31] проведен анализ условий разработки железорудных месторождений Горной Шории, на которых около 90% пород удароопасны. До настоящего времени устойчивость горных выработок в большинстве случаев обеспечивалась за счет применения железобетонной и монолитной бетонной крепи [31]. Автор считает, что бетонная крепь часто не обеспечивает надежного поддержания выработанного пространства, и особая роль должна отводиться облегченным типам крепей, таким как анкерная и набрызг-бетонная, которые являются одними из средств повышения надежности крепления в условиях больших глубин. Предложено обеспечивать повышение безопасности и эффективности горных работ в массиве с тектоническими полями напряжений путем применения комбинированных облегченных типов крепей, включающих: набрызг-бетон, набрызг-бетон — анкера, набрызг-бетон — анкера — металлическая сетка, набрызг-бетон — анкера — металлическая сетка — набрызг-бетон.

В работе [27] отмечено, что в результате действия высоких напряжений снижается устойчивость пород в приконтурном массиве и возрастают нагрузки на элементы крепления выработок. В процессе ослабления и вывалообразования

пород на контуре выработок происходит разрушение набрызг-бетона, «обвыгрывание» анкеров на глубину до 1 м и более, разрывы сетки (решетки). Арочная податливая крепь (АПК) вследствие повышенного бокового давления во многих случаях не работает в податливом режиме из-за заклинивания элементов крепи в замках. В случаях неоднородного асимметричного поля напряжений формирующиеся внешние нагрузки в поддерживаемом массиве могут распределяться по неравномерной эпюре. Это предопределяет неравномерность нагружения анкеров.

Авторы [39] также считают, что для предотвращения обрушений используется крепление пород, причем ведущее место занимает анкерная крепь благодаря относительно низкой стоимости и высокой технической эффективности. Однако анкерная крепь нуждается в периодической проверке своего состояния. В работе отмечено, что в настоящее время в наибольшей степени используются следующие конструкции анкерных крепей, основой которых являются стальные монолитные арматурные стержни или полые трубы:

- железобетонный (ж/б), арматурный стержень, омоноличенный по всей длине без головки и шайбы;
- ж/б, анкер, омоноличенный по всей длине с головкой и шайбой;
- сталеполимерная крепь, закрепленная в замковой части, гайка и шайба на выступающем конце;
- сталеполимерная крепь, омоноличенная, причем полимер должен состоять из двух составов, смешиваемых при установке крепи;
- трубчатая анкерная крепь «Свеллекс», устойчивость обеспечивается распором водой под давлением;
- трубчатая анкерная крепь ТФА, сечение в форме буквы С, при установке забивается в шпур с помощью перфоратора.

При различии в механизмах работы крепей основной их задачей является силовое «сшивание» слоев и породных блоков массива горных пород между собой с целью повышения устойчивости. Основными информативными

параметрами, по которым производится оценка состояния анкерной крепи, являются амплитуда  $A_{max}$  деформации и частота  $F_{max}$  спектрального максимума колебаний. Оценка состояния крепи по двум информативным параметрам, по мнению авторов [39], является комплексной и позволяет учитывать как натяжение анкера, так и потери энергии его вибраций при тестировании.

Разработка и обоснование технологии крепления выработок в удароопасных условиях рассматривалась также А.И. Федоренко [203]. Концепция состоит в использовании установленных закономерностей распределения напряжений в приконтурном массиве в зависимости от угла расположения анкеров относительно продольной оси выработки, при этом разработана эффективная технология взрывного закрепления выработок. Отличие от результатов, полученных другими авторами, заключается в установлении влияния угла установки анкеров и применения решетчатой затяжки в виде сплошного полотна на устойчивость горных выработок, в возможности использования совмещенной технологии проведения и крепления выработок за счет применения трубчатых анкеров взрывного закрепления, в установлении взаимосвязи между параметрами технологии взрывного закрепления выработок и геомеханическими процессами в условиях геодинамических проявлений, в обосновании технологии совмещенного проведения и крепления выработок взрывным способом.

Рудники ПО «Беларуськалий» представляют собой высокомеханизированные производства, где уровень механизации производственных процессов составляет 97%. Управление горным давлением осуществляется с помощью механизированных крепей. В последние годы в длинных очистных забоях находится более 50 лавокомплектов механизированных крепей с крепями сопряжения, в том числе используются крепи фирм «Вестфалия Люнен» и «Хемшайдт» (Германия), фирмы «Фазос» (Польша) и несколько лавокомплектов Дружковского машзавода (Украина) [187]. В последние годы ведущие зарубежные фирмы приступили к

изготовлению преимущественно щитовых крепей поддерживающего и оградительно-поддерживающего типов повышенного сопротивления для обеспечения устойчивости призабойной полосы. Анализ опыта их применения показал, что ведущие зарубежные фирмы выполняют обширную программу работ по созданию и совершенствованию механизированных крепей, в том числе повышению до 1,2 МН/м и более рабочего сопротивления крепи и благоприятного его распределения по поддерживаемой части кровли. Крепи с сопротивлением 1–1,5 МН/м<sup>2</sup> успешно применяются на шахтах США, Австралии и ЮАР.

В исследовании [187] рассмотрена возможность улучшения условий взаимодействия механизированных крепей с боковыми породами за счет корректировки рабочего давления в гидростойках крепи и увеличения предела срабатывания предохранительного клапана гидросистемы крепи с учетом сложного строения калийных пластов и особенностей физико-механических свойств соляных пород. На больших глубинах кроме крепления кровли и стенок анкерной крепью и поддержания массива с помощью металлических крепей из СВП предусмотрена технология упрочнения слабых глинисто-соляных пород пород [61,62]. В последние годы применяется металлополимерная крепь с использованием в качестве скрепляющих растворов различных смол, как правило формальдегидных. Проведенные исследования на Старобинском месторождении показали, что формальдегидные и карбамидные смолы не имеют адгезии с соляными породами. Наиболее хорошей адгезией обладают только эпоксидные смолы, высокая стоимость которых ограничивает целесообразность их применения, в результате чего был предложен способ упрочнения пород кровли с помощью погружных анкеров [61].

Б.П. Бадтиев в своем исследовании [27] отмечал, что крепление и поддержание горных выработок в устойчивом состоянии в период эксплуатации является одним из наиболее ответственных и ресурсоемких технологических процессов горного производства. Крепление горных

выработок в соответствии с нормативными документами, разработанными на основе описанного подхода, в основном обеспечивало на горизонтах неглубокого заложения необходимую устойчивость их контура. В работе [27] предложена классификация устойчивости горных пород, учитывающая тип геотехнических условий проведения и эксплуатации подземных выработок, устанавливаемый в зависимости от выявленных новых закономерностей деформирования и разрушения блочного породного массива. По мнению автора [27], горные выработки, в зависимости от характера деформирования обнажений и форм разрушения контура, соизмеримости величины и скорости смещений приконтурных пород, следует разделять на пройденные и поддерживаемые в нетронутым массиве; пройденные и последовательно попадающие в зоны опорного давления, в условиях надработки или подработки; пройденные в сильно нарушенных зонах в окрестности тектонических нарушений; пройденные в областях проявления зональной дезинтеграции горных пород.

В работах [179,130] рассмотрены рациональные конструкции и параметры крепи выработок при проходке в рыхлых рудах вприсечку к закладочному массиву. Авторы считают, что параметры крепи горных выработок должны выбираться на основе прогноза их устойчивости, базирующегося на результатах натурных исследований и математического моделирования. По мнению автора [179], в массиве рыхлых руд в зоне присечки у контура пройденной выработки имеет место эффект раздавливания краевой части, выражающийся в образовании зоны предельного напряженно-деформированного состояния. Эта зона характеризуется пониженными напряжениями по всем направлениям, горизонтальными смещениями массива, направленными в сторону пройденной выработки, и возникновением пластических деформаций, свидетельствующих о возможном разрушении рудного массива. Рыхлая руда с низкими пределами прочности уже при малых деформациях переходит в состояние, близкое к сыпучему, и отслаивается от массива.

Исследования напряженно-деформированного состояния рудного массива Яковлевского месторождения на пространственных моделях и в шахтных условиях показали наиболее опасные с точки зрения возможного вывалообразования участки очистных заходок: кровля выработки, что обусловлено малой прочностью слагающего массива и высоким удельным весом пород, низкой устойчивостью угловых целиков между смежными заходками; рудных боков очистных заходок вследствие значительных по величине вертикальных напряжений и малой прочности вмещающего массива. В слабых рудах выработки рекомендуется крепить комбинированной упрочненной крепью из анкеров Swellex с гибкими подхватами при обязательном условии полной затяжки контура [130].

В работе [190] А.В. Стрелецкий обосновывает рациональную форму поперечного сечения и параметров стеклопластиковой анкерной крепи горных выработок, проводимых под защитным перекрытием. Автор считает, что механизм потери устойчивости выработок, пройденных под защитным перекрытием, заключается в образовании поверхностей сдвига в боках выработок, параметры которых зависят от деформационно-прочностных свойств приконтурного рудного массива. Установлены закономерности изменения напряженно-деформированного состояния вмещающего массива при отработке богатых железных руд в условиях Яковлевского рудника под защитным перекрытием с учетом характера контактного взаимодействия рудного массива и защитного перекрытия.

Следует отметить, что сталеполимерные анкеры, получившие в настоящее время наибольшее распространение, имеют ряд преимуществ [209]:

- высокую несущую способность (определяемую величиной разрывного усилия стержня);

- высокую механическую прочность смолы на сжатие ( $80 \text{ Н/мм}^2$ ), сдвиг ( $3,6\text{--}4,2 \text{ Н/мм}^2$ ) и изгиб ( $15 \text{ Н/мм}^2$ );

— высокую адгезионную прочность смолы с породами и металлом, обеспечивающую даже в слабых неустойчивых породах формирование вокруг анкера «конуса сжатия»;

— эластичность ампул, позволяющую использовать их как в прямых, так и искривленных скважинах;

— малый объем и упаковку ампул, создающих удобство в транспортировании и обращении;

— значительный срок хранения ампул, обеспечивающий надежность в снабжении;

— возможность выбора ассортимента ампул с точным подбором времени схватывания для осуществления активного способа закрепления анкеров;

— заполнение всего кольцевого зазора между анкером и стенками скважины для обеспечения герметизации и предотвращения выветривания, коррозии металла, снижения нагрузки на опорные элементы и сдвиговых деформаций пород;

— возможность реализации двухуровневой схемы крепления контура в сложных условиях, обеспечивающей одновременно «сшивку» и «подвеску» слоев кровли.

Возможны два способа введения компонентов химических смол в шпур. Один из них — ампульный, характеризующийся введением в шпур двухкомпонентных ампул. Второй способ предусматривает нагнетание в шпур смолы специальными насосами [150]. Однако с позиции упрочнения прилегающего контура пород вокруг стенок шпура за счет нагнетания смол под давлением преимущество имеет нагнетательный способ.

Эпоксидные смолы имеют высокие физико-механические характеристики, хорошую адгезию к металлу и породам. Однако на процесс полимеризации при их отверждении отрицательно влияет присутствие воды в реакционной смеси. Полученный при этом полимер характеризуется низкой прочностью. Кроме того, широкого распространения эпоксидных связующих



композиций не достигнуто ввиду их высокой стоимости (в три-четыре раза дороже прочих смол) и дефицитности, а также из-за высокой начальной вязкости, хрупкости и токсичности. Одним из основных недостатков эпоксидных композиций является также длительный срок твердения при низких положительных и отрицательных температурах.

Полиуретановые композиции характеризуются более высокой прочностью закрепления арматурных стержней, но они также весьма дорогостоящие и дефицитные.

Более экономичные и менее дефицитные закрепляющие составы для сталеполлимерных анкеров разработаны на основе композиций с фурановой и фенолоформальдегидной смолами. Эти составы после полного отверждения приобретают достаточную прочность, плотность и стойкость. Адгезия таких составов к стали и породам составляет 4–5 МПа. Но такие недостатки, как невозможность использования кислых отверждающих агентов и высокая токсичность составов вследствие наличия в них свободного формальдегида и фенола, сдерживают их применение. Основным недостатком этих составов является их низкая эффективность во влажных условиях.

Карбамидные смолы имеют наименьшую, по сравнению с другими видами синтетических смол, стоимость, но составы на их основе являются малопрочными и недолговечными [215].

Полиэфирные составы обеспечивают высокую прочность закрепления арматурных стержней. Однако к их недостаткам относятся малая стойкость в обводненных породах, где отмечается снижение прочности закрепления анкеров во влажных средах на 20% и высокая токсичность. Процесс отверждения полиэфиров сопровождается значительной их усадкой — до 16%, что необходимо учитывать при расчете параметров анкерной крепи. Факторами, сдерживающими применение полиэфирных смол, являются высокая стоимость, дефицитность и токсичность.

Прочие виды смол в качестве основных композиций для крепления анкеров практического широкого применения не получили. Но следует

отметить, что в шахтных условиях все применяемые связующие композиции на основе смол токсичны, дорогостоящи и дефицитны.

Важно, что добыча руды из очистных забоев в условиях трещиноватых неустойчивых рудопородных массивов сопряжена с опасностью травматизма горнорабочих. При обрушении пород кровли, отжиме и отслоении руды нарушается ритмичная работа забоев, снижается объем добычи, ухудшается качество извлекаемой рудной массы. Вынужденное применение механических способов предотвращений вывалообразования и удержание крепления подводящих выработок путем установки дополнительных штанговых крепей и применения других мер требует дополнительного расхода материальных средств и связано с трудоемкими временными затратами [214]. Решение этой задачи значительно облегчается применением технологий укрепления трещиноватых пород твердеющими химическими составами на основе полиуретановых, фенольных и органоминеральных смол.

Способ упрочнения пород химическими составами заключается в нагнетании компонентов в трещиноватый массив. В результате нагнетания образуется вспененная отвержденная масса, а возникающий при этом распорный эффект, высокая адгезия состава к породе и руде обеспечивают устойчивость массива. Пластичные свойства нагнетаемых смол препятствуют разрушению адгезионных связей при смещениях частей массива и обеспечивают снижение приложенных к нему динамических нагрузок. По истечении 10–15 минут химический состав обретает рабочую прочность, при которой можно приступать к ведению подготовительных работ, а по истечении 1–3 часов (в зависимости от вида используемых смол) нагнетенный химический состав приобретает требуемые характеристики, и в зоне нагнетания можно производить выемку руды. На рисунке 1.3 представлен опыт применения полиуретановой смолы «Беведол — Беведан».



а



б

Рисунок 1.3. Полиуретановая смола «Беведол — Беведан», а — в виде покрытия, б — закрепление массива

Полиуретановая смола «Беведол — Беведан» состоит из двух жидких компонентов, которые в объемном соотношении 1:1 при помощи насоса подаются в смеситель отдельно по шлангам, перемешиваются и через анкерную систему и герметизатор нагнетаются в массив. При контакте с водой реакция вспенивания полимерной смеси протекает со значительным увеличением объема полимерного состава. Область применения смол «Беведол — Беведан»: упрочнение пород кровли в очистных и подготовительных забоях; упрочнение неустойчивых и нарушенных горных пород; тампонаж горного массива для уменьшения газопроницаемости; анкерование горных пород с упрочнением окружающего массива. На рисунке 1.4 представлен массив, закрепленный органоминеральной смолой «Геофлекс».



Рисунок 1.4. Массив, закрепленный органоминеральной смолой «Геофлекс»

Органоминеральная смола «Геофлекс» состоит из двух жидких компонентов, которые в объемном соотношении 1:1 при помощи насоса подаются отдельно по шлангам, перемешиваются в смесителе и через анкерную систему и герметизатор нагнетаются в упрочняемый массив. Реакция компонентов начинается в смесителе, а полное отверждение полимерной смеси происходит через 3–4 мин. после смешивания компонентов.

Следует отметить, что смолоинъекционное укрепление горных пород в последние годы пользуется особой популярностью как наиболее перспективный способ укрепления и повышения устойчивости массивов [209,200,216]. Такой способ обеспечивает значительное повышение устойчивости пород, которые имеют собственную прочность хотя бы на молекулярном уровне: все крепкие трещиноватые, средней крепости и слабые горные породы, включая пески, супеси и другие.

Развитие подземных горных работ на глубоко залегающих месторождениях еще более ослабляет устойчивость массивов с достижением максимальных значений напряжений при погашении пустот. В результате развития геомеханических процессов в массиве горных пород вокруг выработок возникают зоны трещиноватости, характеризующиеся резким снижением прочности и ослаблением приконтурных зон. Таким образом, наиболее распространенным способом укрепления горных пород является закрепление массива анкерной крепью, так называемое «сшивание» слоев горного массива между собой металлическими, железобетонными, сталеполимерными, полимербетонными и другими видами анкеров с одновременной цементацией, глинизацией, битумизацией горных пород и др.

Обеспечить возрастающие объемы закладочных работ и снизить затраты на их производство возможно за счет разработки оптимальных параметров технологий погашения выработанного пространства и за счет применения составов закладочных смесей с использованием отходов производства — хвостов обогащения руд и металлургических шлаков. Интенсификация

горных работ подразумевает их концентрацию, увеличение нагрузки на действующие выемочные участки, за счет чего достигаются лучшие технико-экономические показатели. Развитие информационных и коммуникационных технологий, повсеместное внедрение автоматизации и дистанционного управления горными машинами и агрегатами является приоритетным направлением совершенствования подземной геотехнологии.

#### **1.4. Инновационные решения и перспективы совершенствования систем подземной разработки с закладкой выработанного пространства**

Вопросы теории и практики управления состоянием массива горных пород, а также технологии формирования закладочных массивов при разработке месторождений полезных ископаемых исследованы в трудах М.И. Агошкова, И.И. Айнбиндера, Б.П. Бадтиева, Д.М. Бронникова, О.З. Габараева, Ю.П. Галченко, В.И. Голика, Н.Ф. Замесова, Д.Р. Каплунова, В.Н. Калмыкова, Х.Х. Кожиева, Г.Г. Ломоносова, А.Н. Монтяновой, Ю.И. Разоренова, М.В. Рыльниковой, И.Н. Савича, А.П. Тапсиева, К.Н. Трубецкого, В.И. Хомякова, М.Н. Цыгалова, А.Н. Шабарова, В.А. Шестакова и др. Анализ современного состояния теории и практики разработки глубоко залегающих рудных месторождений в сложных горно-геологических и геомеханических условиях позволяет выделить в качестве перспективного способа управления состоянием рудовмещающего массива технологии с погашением выработанного пространства твердеющей закладкой различного состава и несущей способности. При этом проблема оптимизации способов управления горным давлением сводится к установлению адекватной зависимости между параметрами технологий, затратами на добычу руды и рисками реализации геотехнологий. Однако, несмотря на имеющийся опыт и ряд новых технологических решений, способы управления состоянием рудовмещающего массива нуждаются в совершенствовании. Поэтому совершенствование технологий закладки выработанного пространства, обеспечивающих повышение эффективности отработки мощных залежей руд на больших

глубинах, интенсификацию горных работ и снижение рисков эксплуатации подземного рудника за счет повышения скорости набора и величины несущей способности закладочных массивов и снижения затрат на их возведение, является важной и актуальной для горнорудной промышленности задачей. Вопросы интенсификации подземных горных работ освещены в исследованиях

[21,22,36,44,93,94,102,104,106,115,117,178,182,186,207,208,105,213,103].

Наиболее эффективными системами подземной разработки в особо сложных условиях является этажно-камерная с твердеющей закладкой выработанного пространства.

В соответствии с основными направлениями развития подземной геотехнологии совершенствование конструкции систем подземной разработки производится на основе увеличения геометрических параметров выемочной единицы (блока, камеры, очистной выработки) с учетом действующих геомеханических ограничений; оценки возможности применения систем разработки с закладкой выработанного пространства малопрочными или комбинированными твердеющими смесями в сочетании с породой; установления рационального соотношения геометрических размеров выемочной единицы, параметров конструктивных элементов системы разработки, порядка очистной выемки, вида и параметров применяемой геотехники, упрощения конструкции систем разработки с уменьшением удельного объема подготовительно-нарезных работ. Так, на Гайском подземном руднике отработаны камеры высотой 160 м, планируется увеличить их ширину до 30 м [42].

Отработку основных запасов медно-колчеданных Учалинского и Узельгинского месторождений ведут высокопроизводительной этажно-камерной системой разработки с применением современной самоходной техники с подэтажной двухстадийной выемкой руды и применением комбинированной закладки [19]. Для закладки камер первой очереди используется твердеющая смесь на основе извести и отходов выщелачивания

хвостов обогащения руд и пиритного концентрата с добавлением при формировании несущего слоя тонкоизмельченных шлаков медной плавки.

В то же время результаты расчета показателя интенсивности выемки руды на этих рудниках определили его невысокое значение, это объясняется продолжительными сроками отработки запасов камеры при применении твердеющей закладки [82].

Авторы работы [213] отмечают, что концентрация горных работ «предполагает максимальную сосредоточенность подготовительных, нарезных и очистных работ на рабочих горизонтах шахт при минимизации числа эксплуатационных этажей, находящихся одновременно в работе. При этом коэффициент концентрации горных работ напрямую связан с показателем интенсивности эксплуатации месторождения. Под показателем интенсивности эксплуатации месторождений понимается уровень изменения физического объема добычи руды за один производственный цикл отработки единичной выемочной мощности или в заданный промежуток времени [213].

Особенно наглядно связь интенсивности отработки месторождения и концентрации горных работ проявляется при системах разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства вследствие большого количества и длительности технологических процессов. Ввиду значительной продолжительности производственного цикла при системах разработки с твердеющей закладкой наблюдается увеличение рудных площадей, находящихся в разработке, что приводит к деконцентрации горных работ [189]. Низкая интенсивность ведения горных работ является причиной функционирования большого количества одновременно обрабатываемых залежей, что, в свою очередь, влечет рост стоимости основных фондов.

Сущность интенсификации горного производства характеризуется увеличением добычи руды в единицу рабочего времени без увеличения количества блоков (панелей). По своему смыслу показатель интенсивности отработки блоков (панелей) является обобщающим, характеризует эффективность очистных работ в целом и зависит главным образом от

интенсивности выемки руды, продолжительности подготовительно-нарезных работ, технологии очистной выемки, организации труда и производства, применяемого оборудования, технологии закладки и срока твердения закладочного массива и др. [213].

Член-корр. РАН Д.Р. Каплунов с соавторами в монографии [179] отмечает, что продолжительность производственного цикла зависит от трех групп факторов: физического объема выполняемых работ; числа технологических процессов; интенсивности технологических процессов добычи руды. Очевидно, что в условиях применения камерной системы разработки с твердеющей закладкой физический объем выполняемых работ и число технологических процессов являются величинами постоянными. Следовательно, единственным путем сокращения продолжительности производственного цикла является повышение интенсивности технологических процессов добычи руды, особенно сдерживающих общие темпы отработки выемочной единицы.

Таким образом, решение задачи по интенсификации горных работ при применении камерной системы разработки с твердеющей закладкой возможно за счет применения более производительного горного оборудования и технологии на подготовительно-нарезных и очистных работах; сокращения сроков заполнения камер закладочной смесью и возведения перемычек и закладочного массива; совмещения подготовительно-нарезных работ в смежных блоках с процессом формирования твердеющих массивов; оптимизации раскрытия шахтного поля и выбора рационального порядка отработки запасов в границах блоков (панелей).

Отработка запасов осуществляется в выемочных единицах — камерах, объединенных в выемочные участки для крутопадающих рудных тел, разделенных на этажи и блоки, для пологозалегающих — на секции, ленты и панели, в которых отработка запасов камер ведется в сплошном или камерно-целиковом порядке.



Структура технологического цикла при камерной системе разработки с твердеющей закладкой такова, что при одной стадии извлечения руд — отбойка, выпуск и доставка, осуществляемые, как правило, с применением высокопроизводительного современного самоходного оборудования, — имеет место большое количество процессов проходки и крепления подготовительно-нарезных выработок и закладочных работ, отличающихся значительной протяженностью во времени, что существенно сдерживает общую продолжительность процессов отработки выемочной единицы. Многократное превышение совокупной продолжительности процессов воспроизводства над сроком извлечения запасов приводит к дефициту активных рудных площадей, снижению производительности выемочных участков и, как следствие, к деконцентрации горных работ в горизонтальной и вертикальной плоскостях, усложнению схемы подъемно-транспортного комплекса рудника, повышению затрат на транспортирование горной массы, поддержание выработок и в целом к увеличению себестоимости добываемых руд.

Системы разработки с закладкой выработанного пространства относятся к классу систем с искусственным поддержанием подработанного массива. При этом системы разработки с твердеющей закладкой характеризуются большим расходом вяжущих и инертных заполнителей, высокими временными затратами на заполнение камер закладочными составами и их твердение, а соответственно, влекут снижение активной рудной площади горизонта [217].

При камерных системах разработки доставка рудной массы, как правило, комбинированная: самотеком по очистному пространству и механизированная до рудоспусков или транспортных выработок. При самотечной доставке в основании камер формируется комплекс выработок, именуемых днищем. Наряду с самотечным выпуском, доставка руды в пределах блока или панели осуществляется механическими средствами (самоходное оборудование, применяются различные питатели, скреперные установки). Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии [142] предусмотрены условия применения и основные параметры

систем разработки с закладкой выработанного пространства. При этом рекомендуется использовать самоходное оборудование. Схема подготовки — панельная или блоковая: рудными или полевыми штреками либо ортами в сочетании с вентиляционно-ходовыми восстающими, рудоспусками и уклонами для самоходного оборудования [77]. Следует отметить, что применение высокопроизводительного оборудования на проходке выработок, обустройстве массива, выпуске и доставке горной массы привело к тому, что эти процессы перестали быть лимитирующими в наборе рудником производительной мощности при системах разработки с твердеющей закладкой, а сдерживающими факторами интенсивности и безопасности работ являются процессы, связанные с обеспечением устойчивости наработанного массива руд и пород и управления их состоянием.

Камерная система разработки с твердеющей закладкой весьма широко распространена в мировой практике. Так, на руднике Маяк (Норильского ГМК) [201] отработка запасов осуществляется камерно-целиковой системой разработки, так как рудные тела данного месторождения характеризуются горизонтальным и пологим залеганием. Замена рудных опорных целиков искусственными (рис.1.5) позволяет до минимума сократить потери и разубоживание руд, сохранить сплошность налегающих пород и целостность охранных сооружений на поверхности.

В простейшем варианте системы разработки руду в камерах отбивают вертикальными секциями. У почвы рудного тела в каждой камере по центру проводят скреперный штрек (или два штрека у бортов камеры), у кровли — подсечный штрек. Около панельного целика проходит отрезной восстающий, из которого разделявают отрезную щель длиной 9 м. Верхнюю подсечку оформляют заранее, в этом случае кровлю крепят штангами либо оформляют одновременно с отбойкой руды без дополнительного крепления.

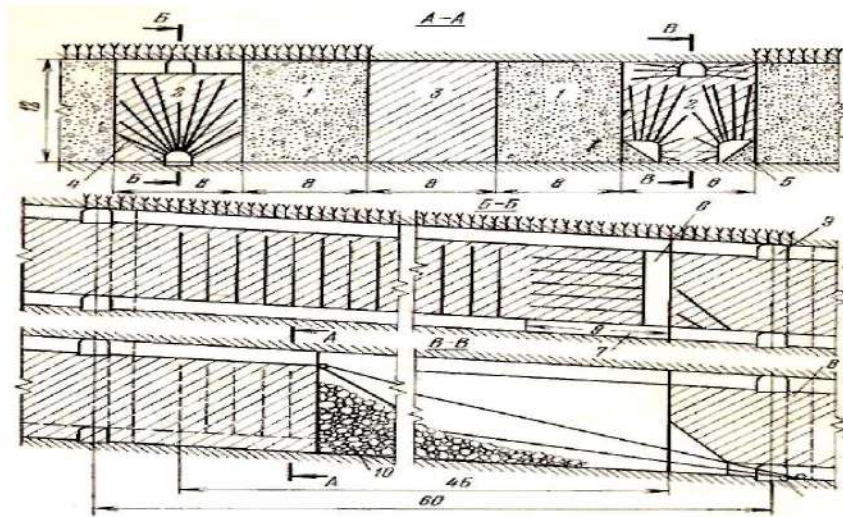


Рисунок 1.5. Отработка камер на руднике Маяк между твердеющими закладочными массивами: 1 — камеры первой очереди, заложённые бетоном; 2, 3 — камеры второй и третьей очереди; 4 — рудный откос; 5 — закладочная смесь; 6 — отрезной восстающий; 7 — компенсационная камера для разделки отрезной щели; 8 — ходовой восстающий; 9 — панельный штрек; 10 — отбитая руда.

Для создания траншеи скважины бурят под углом  $50-55^\circ$  с таким расчетом, чтобы после их взрывания образовался откос под углом  $50^\circ$ , обеспечивающий скатывание руды. После выгрузки руды и устройства изолирующих перемычек очистное пространство заполняют твердеющей смесью, угол растекания которой должен быть меньше угла наклона кровли. Рудные откосы вынимаются в последнюю очередь сплошным забоем. Достоинство варианта — простота и безопасность очистных работ, хорошая вентиляция, полнота выемки при минимальном разубоживании [114].

При разработке мощных и весьма мощных пологих залежей запасы руды вынимают камерами в несколько очередей с оставлением целиков и заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Рудные целики (камеры последующей очереди выемки) извлекают под охраной искусственных.

В варианте системы разработки с отбойкой руды из подэтажных выработок с рудным днищем месторождение делят рудными панельными штреками, проходимыми по простиранию (рис. 1.6). Из штреков по почве рудного тела на границе камеры и целика проводят доставочный штрек, в котором через каждые 5 м засекают дучки, в дальнейшем соединяемые

поверху подсечной выработкой. В кровле камеры проводят одну или две буровые выработки, на фланге или в центре разделяют отрезную щель. Руду отбивают вертикальными слоями взрыванием веерных скважин. Нижними наклонными скважинами оконтуривают траншейное днище. После отработки и заполнения камер закладкой и достижения ее необходимой прочности приступают к отработке целиков (вторичных камер). Рудное днище обрабатывают под закладочным массивом в последнюю очередь. Руда отбивается веерами скважин, пробуриваемых из ранее пройденной доставочной выработки.

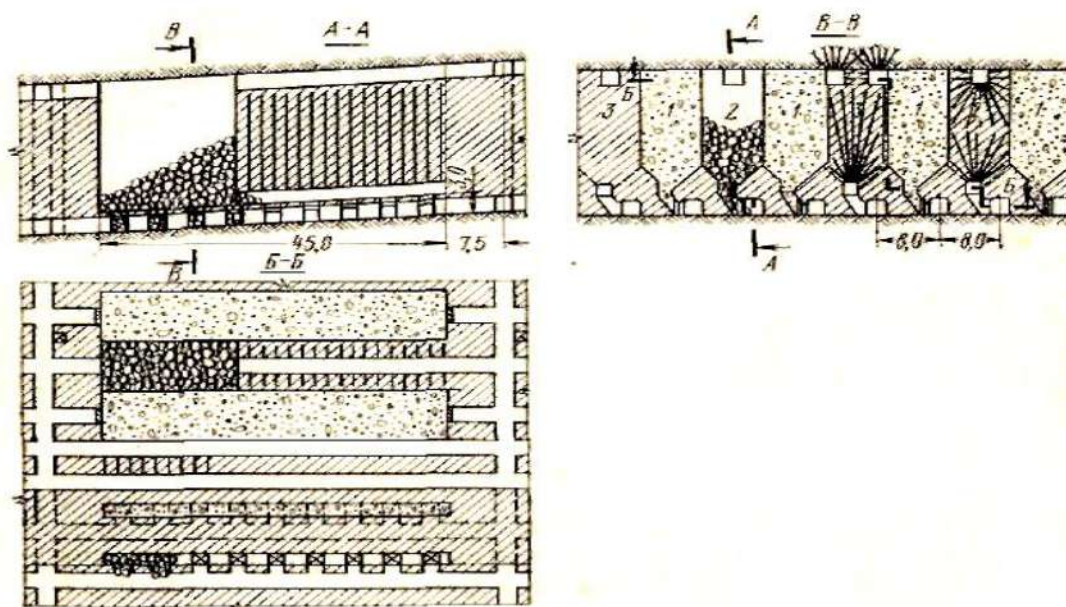


Рисунок 1.6. Вариант камерно-целиковой системы разработки с рудным днищем: 1, 2, 3 — очередность выемки запасов

Недостатки данного варианта — стадийность работ, консервация руд в рудном днище — до 15% запасов камеры, вероятность повышенного разубоживания руды закладочным материалом при выемке запасов днища.

Вариант с отбойкой руды из подэтажных штреков с искусственным днищем существенно уменьшает процент разубоживания руды. При отработке запасов днища в первую очередь возводят опалубку доставочных штреков с двусторонним расположением дучек, заопалубочное пространство заполняют твердеющей смесью повышенной прочности. Затем отработывают запасы панели. При наличии в кровле залежи неустойчивых пород камеры отработывают с верхней подсечкой и креплением кровли штангами.

Камерные запасы извлекают в три или четыре стадии с оставлением рудного, комбинированного или твердеющего массива. Недостатками данного варианта следует считать сложность и длительность устройства днища и набора им требуемой прочности с особым составом закладочной смеси для искусственного днища — повышения растекаемости и нормативной прочности [45].

Камерные системы разработки с успехом применяются при отработке мощных крутопадающих залежей большой протяженности, в основном в двух вариантах: с мелкошпуровой отбойкой руды из подэтажных штреков или ортов и с отбойкой руды веерами скважин. Варианты выбираются с учетом прочности и устойчивости рудных и искусственных целиков.

При мощности рудных тел до 15 м камеры располагают по простиранию рудного тела. Выемочные участки разделяют на камеры и целики (камеры первой, второй и последующих очередей). Камеры первой очереди отрабатывают из подэтажных штреков от центра камеры к флангам с оставлением междукамерных целиков меньших размеров. Выработанное пространство заполняют твердеющей смесью. Затем под защитой твердеющего массива отрабатывают камеры последующих очередей. Если вышележащий этаж отработан с применением твердеющей смеси, руду в камерах отрабатывают до горизонта верхних штреков доставки или до горизонта воронок без оставления рудной потолочки, хотя в этом случае происходит повышенное разубоживание руды материалом подрабатываемого закладочного массива.

При мощности залежи более 15 м применяют камерно-целиковые системы разработки с расположением камер вкрест простирания, отбойкой руды из подэтажных или этажных ортов и последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями (рис. 1.7).

Перед заполнением камеры закладкой в нишах дучек возводят изолирующие перемычки. В камеры 3 и 4 очереди до высоты 7 м (высота днища) подают твердеющую смесь; остальную часть камер заполняли

гидрозакладкой. Камеры нижнего этажа смещают на половину их ширины с целью уменьшения потерь руды и снижения разубоживания ее закладочным материалом. Один орт скреперования проходится на две смежные камеры. Применение этой системы позволило отработать пожароопасные участки месторождения без проведения дополнительных дорогостоящих мероприятий.

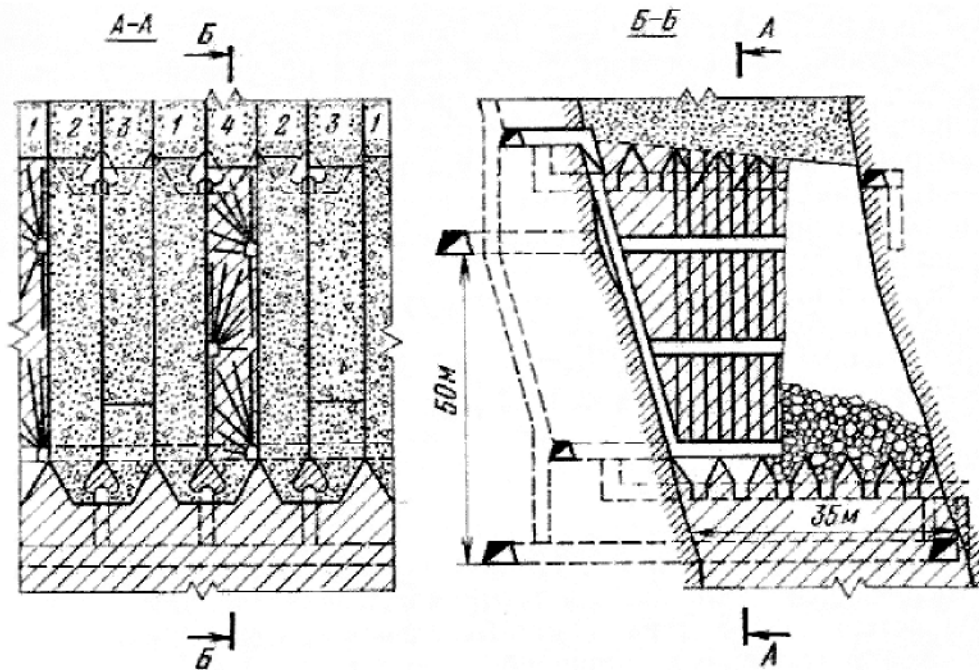


Рисунок 1.7. Система разработки с твердеющей и гидравлической закладкой на Текелийском руднике: 1, 2, 3, 4 — очередность выемки камер

Рудник Хорн компании «Норанда», Канада, обрабатывается в основном камерной системой разработки с отбойкой подэтажными веерными комплектами скважин с последующей закладкой выработанного пространства. Высота этажа — 80 м, камер — 54 м, подэтажей — 22 м. Вертикальный продольный целик шириной 12 м делит рудное тело на две примерно равные части. Перпендикулярно ему в обе стороны расположены камеры шириной 18 м и целики мощностью 12–18 м [210].

При отработке Гайского, Учалинского, Узельгинского месторождений наибольшее распространение получила также камерная система разработки с твердеющей закладкой с отбойкой из этажных или подэтажных выработок и применением самоходного оборудования (рис. 1.8).

При обработке мощных залежей месторождение делят на этажи, панели (блоки) и продольные (междублоковые) целики. Высота этажа принимается в пределах 40–80 м. Ширина панели равна длине камеры, обычно 60 м по условию скреперной доставки.

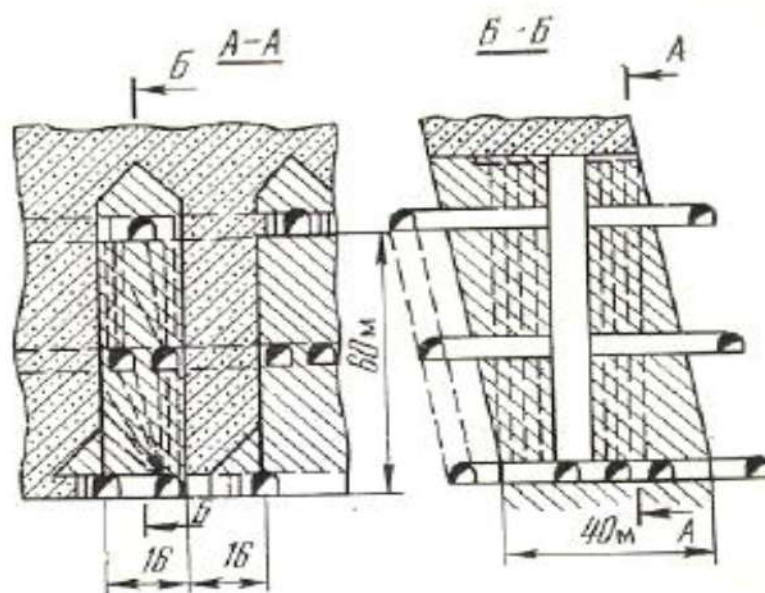


Рисунок 1.8. Вариант камерной системы разработки с твердеющей закладкой, отбойкой из подэтажных выработок и самоходным оборудованием (Гайский ГОК)

С переходом на самоходное оборудование и вибровыпуск длину камеры увеличивают. Ширину междублоковых целиков устанавливают с расчетом на прочность и принимают от 8 до 20 м. По границам панелей (блоков) и в междублоковом целике проводят рудный и полевые штреки, которые соединяют между собой ортами-заездами через каждые 100–150 м. Панель (блок) делят на секции, ленты, камеры. Ширина камеры зависит от устойчивости рудного и искусственного массивов и составляет 10–15 м.

На участках залежей мощностью более 15–20 м камеры ориентируют вкрест простирания. В основании блока проводят откаточные орты с погрузочными камерами для вибролюков или погрузочно-доставочных машин. Руду отбивают в направлении от центра к флангам встречным взрыванием вееров скважин, что обеспечивает дополнительное дробление руды. Оси камер нижнего этажа смещают на половину ширины верхних камер с целью придания кровле сводчатой формы и снижения потерь руды.

Производительность труда забойного рабочего — 5–8 м<sup>3</sup>/смена, потери руды — 4–5%, разубоживание — 5–6% [77].

Отработка камеры начинается с расширения отрезного восстающего до отрезной щели. Проходка отрезного восстающего относится к стадии нарезки камеры и является наиболее дорогостоящим и трудоемким видом горных работ. Продолжительность подготовки камер к очистным работам во многом зависит от скорости проходки отрезных восстающих [121]. Нередко на рудниках в крепких рудах и породах восстающие проходят мелкошпуровым способом с применением проходческих комплексов КПВ [69].

Еще одним эффективным методом проведения восстающих является метод проходки глубокими скважинами с секционной отбойкой, сущность которого заключается в следующем. С верхнего горизонта буровым станком НКР-100М в контурах будущего восстающего на всю высоту его сверху вниз бурят от 10 до 16 скважин, которые снизу подсекаются выработкой. Скважины заряжают сверху из буровой выработки на высоту одного яруса, на 2–5 м, и последовательно взрывают снизу вверх. Заряды сверху и снизу ограничивают забойкой толщиной 0,5 м.

После выемки запасов камеры приступают к закладочным работам. Их начинают с возведения изолирующих перемычек с целью предохранения горных выработок от проникновения закладочной смеси, а также создания дренажа и отвода воды из закладочного массива. Применяют перемычки деревянные, реже — пневматические, а в особо сложных горнотехнических условиях — бетонные и железобетонные. На медно-колчеданных месторождениях используют бетонные и железобетонные перемычки. Достаточно длительный период набора прочности перемычками существенно сдерживает интенсивность горных работ.

Технология возведения закладочного массива в районе изолирующих перемычек должна исключать возможность их разрушения в результате чрезмерного давления на них закладочной смеси. Это достигается путем подливки перемычек слоями смеси высотой 1–1,5 м. При такой высоте слоя



давление на перемычку не превышает предельного, которое может привести к ее разрушению. После заливки слоя делается перерыв в подаче закладки на период, необходимый для схватывания смеси и потери ее подвижности. Затем заливается следующий слой, и снова делается перерыв в подаче твердеющей смеси. После подливки перемычек на всю высоту выше нее заливается последний слой (выше уровня перемычки), высотой 1,5–2,0 м, и снова дается выдержка до потери закладочной смесью подвижности. Закладка камеры выше этого слоя производится без ограничений. После заполнения закладочным материалом камеры работы прекращаются до набора закладочным массивом нормативной прочности [194].

Таким образом, различия рассмотренных вариантов камерной системы с твердеющей закладкой заключаются в параметрах выемочных единиц — камер (ширина от 10 до 15 м, длина от 40 до 50 м, высота от 20 до 80 м); размерах выемочных участков — блоков, панелей; схемах подготовительно-нарезных работ (этажная, подэтажная, с отрезным восстающим, без отрезного восстающего); конструкции днищ камер (воронки, траншейное, плоское).

Следует отметить следующие общие особенности вариантов камерной системы разработки: широко применяются комплексы самоходного оборудования на подготовительно-нарезных работах; отбойка осуществляется послойно зарядами веерных скважин; на доставке рудной массы применяется мощное самоходное оборудование.

Анализ структуры затрат времени на отработку камеры показал иерархию процессов вне зависимости от ее объема: закладочные работы — 45–68%, очистные работы — 10–33%, подготовительно-нарезные и отрезные работы — 17–23%.

Анализ структуры производственного цикла, осуществляемого в одной камере, раскрыл временные затраты на процессы и отдельные операции на примере Узельгинского рудника (рис. 1.9) [82].

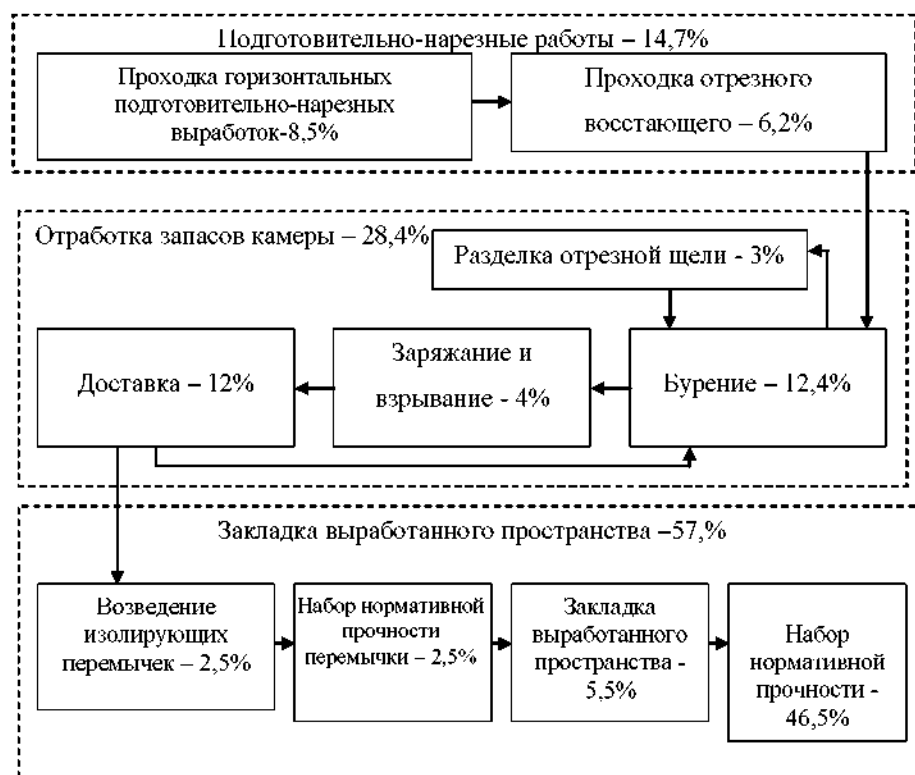


Рисунок 1.9. Структура производственного цикла при камерной системе разработки с твердеющей закладкой (в выемочной единице)

Таким образом, при системах разработки с закладкой выработанного пространства наиболее затратным во времени является процесс закладки выработанного пространства, который занимает в среднем более половины от продолжительности отработки всей камеры. Межпроцессные паузы в общем производственном цикле достигают 16%, в основном это перерывы между ожиданием набора нормативной прочности железобетонными штангами, ожиданием взрывных работ при проходке выработок, набором нормативной прочности и подливкой закладкой изолирующих перемычек [82]. При этом суммарная продолжительность процессов воспроизводства погашаемых запасов многократно превышает длительность процесса извлечения рудной массы. Очевидно, что для повышения интенсивности отработки выемочных единиц и участков следует совершенствовать в первую очередь отдельные основные и вспомогательные технологические операции и процессы с целью сокращения их продолжительности.

Специфические условия многих месторождений, вовлекаемых в подземную отработку системами с закладкой выработанного пространства, требуют

неординарного подхода к решению комплекса сложных технологических, организационно-технических и технико-экономических задач по обоснованию оптимальных составов твердеющих смесей, технологии их приготовления и формирования искусственных массивов [12,124,141,144,169,211].

На Яковлевском руднике для обеспечения безопасной разработки месторождения оставляется предохранительный рудный целик мощностью 65 м и формируется искусственное защитное перекрытие из твердеющей закладочной смеси. Отработка запасов ведется горизонтальными слоями в нисходящем порядке с полной закладкой выработанного пространства. В результате ведения горных работ происходит изменение напряженно-деформированного состояния вмещающего рудного массива, что приводит к потере устойчивости горных выработок, проводимых под защитным перекрытием, и отрицательно влияет на производственные показатели и интенсивность развития горных работ [190, 169].

В работе [124] Г.А. Лесовик утверждает, что технология твердеющей закладки выработанного пространства позволяет решить сразу три проблемы: сохранить окружающую среду, дать значительный экономический эффект и сделать подземные работы безопасными. Наиболее сложным моментом, связанным с применением твердеющей закладки, является правильный выбор ее состава применительно к конкретным условиям и материалам. Для этой цели автором предложено использовать отходы горно-обогатительного производства. Усовершенствование технологии приготовления и транспортирования закладочной смеси, а также использование в качестве вяжущих и заполнителей дешевых материалов, какими являются промышленные отходы, позволяет, по мнению автора, значительно снизить затраты, связанные с производством закладочных работ.

Для обеспечения ресурсосбережения и безопасности при подземной разработке участков мощных пологопадающих залежей сильнонарушенных руд в работах [33, 211] предложено использовать твердеющую закладку выработанного пространства с опережающей разгрузкой по кровле рудного

тела и размещением защитного слоя в местах наибольшей нарушенности рудовмещающего массива и формированием закладочного массива с использованием отходов горно-металлургического производства.

Применяемые технологии отработки запасов вкрапленных руд с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями гарантируют регулируемость напряжений в геомеханической системе, но сопровождаются значительным расходом вяжущих и инертных заполнителей для закладочных работ. Автором [144] обоснованы эффективные способы управления геомеханическим состоянием рудовмещающего массива на основе повышения устойчивости элементов природно-техногенной системы «налегающие породы — рудовмещающий массив — искусственный массив» при подземной отработке запасов в зонах влияния ранее подработанного и заложенного пространства.

На Гайском подземном руднике в настоящее время горные работы уже достигли глубины более 800 м. С увеличением глубины горных работ происходит ухудшение горнотехнических и геомеханических условий. Исследованиями [32] установлено, что слабые, расланцованные породы всячего бока всегда обрушаются в камеру при ее отработке, поэтому устойчивость всячего бока определяют слагающие его коренные породы, их прочность, структура и трещиноватость. Помимо этого, определяющее значение для устойчивости контура камер имеет угол падения рудного тела. При углах падения рудных тел менее  $5^\circ$ , граничащих с зонами обрушений (особенно по боковым сторонам), система разработки с камерной выемкой становится весьма затруднительной. При закладке обрушенных камер закладочная смесь подавалась на обрушенные породы, которые занимали от 30 до 100% объема камеры. Для решения проблемы отставания закладочных работ от очистных на Гайском подземном руднике было даже предложено построить подземный закладочный комплекс с добычей инертного материала в подземных условиях с одновременной утилизацией шахтной породы, попутно добываемой на горизонтах на всех этажах подземного рудника [170].

Исследования ИГД СО РАН показали, что перспективным направлением в совершенствовании технологии ведения очистных работ в условиях напряженно-деформированного состояния месторождений Западной Сибири и Крайнего Севера может стать применение систем разработки с ограниченными компенсациями и закладкой выработанного пространства при осуществлении контроля за состоянием вмещающего массива на месторождениях [12]. При камерных системах разработки основными концентраторами напряжений являются обнаженная часть висячего и лежащего боков, потолочина, поддерживающие целики и днище. Напряженное состояние зависит от первоначальных напряжений и свойств массива горных пород, формы и расположения камер в шахтном поле [3,206]. Авторы считают, что одной из основных мер по управлению горным давлением при выемке удароопасных рудных залежей кроме твердеющей закладки выработанного пространства является опережающая выемка защитного слоя по кровле рудного тела.

В настоящее время камерная система с твердеющей закладкой и использованием самоходного оборудования применяется при разработке как отечественных месторождений (Гайское, Учалинское, Узельгинское, Молодежное, Тарньерское и другие), так и в зарубежных странах — Канаде (рудники Хорн, Флин Флон, Кидд Крик), Финляндии (рудники Пихасалми, Коталахти), Австралии (Маунт Айза) и др.

Данная система разработки позволяет: отрабатывать рудные тела с минимальными потерями, разубоживанием; обеспечить безопасность работ при высоком горном давлении и пожароопасности руд; сохранить земную поверхность; увеличить фронт очистных работ; избежать эндогенных пожаров. Однако поддержание выработанного пространства твердеющей закладкой сопряжено со значительными затратами на вяжущее и инертный заполнитель. Также системы разработки с закладкой по отношению к системам с обрушением и естественным поддержанием выработанного пространства характеризуются большими сроками отработки за счет затрат

времени на формирование закладочного массива и последующего набора прочности закладки.

Таким образом, анализ исследований показал, что труды ученых направлены на повышение эффективности разработки месторождений полезных ископаемых в ухудшающихся горно-геологических и горнотехнических условиях и обеспечение устойчивого развития горных предприятий при изменяющемся качестве сырья (табл. 1.1).

Таблица 1.1. Систематизация направлений исследований по эффективной технологии подземной добычи минерального сырья в ухудшающихся горно-геологических условиях

Авторы	Научные исследования	Полученные решения
1	2	3
Д.М. Бронников, М.Н. Цыгалов	Научно-методическое обоснование параметров закладочных работ при подземной геотехнологии	Предложены технологические схемы и обоснованы параметры закладочных работ при подземной геотехнологии, обеспечивающие безопасное и эффективное освоение месторождений полезных ископаемых
Н.Ф. Замесов	Стратегия разработки рудных месторождений на больших глубинах	Создание и совершенствование технологии очистной выемки и принципы конструирования систем разработки в условиях больших глубин
И.И. Айнбиндер	Развитие интенсивных технологий подземной разработки удароопасных месторождений на больших глубинах	Предложены технологические схемы и обоснованы параметры геотехнологий разработки удароопасных месторождений на больших глубинах
И.В. Соколов	Обоснование конструкции и параметров подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений Урала	Предложены технологические схемы и обоснованы конструкции и параметры эффективной и безопасной подземной геотехнологии, обеспечивающей оптимальную стратегию освоения подземных запасов при комбинированной разработке рудного месторождения
Е.В. Кузьмин	Обоснование технологии инъекционного укрепления массива горных пород	Определены параметры и режимы инъекционного укрепления массива горных пород
В.Н. Калмыков М.В. Рыльникова И.А. Абдрахманов	Изыскание возможности существенного повышения эффективности разработки медно-колчеданных месторождений и обеспечения устойчивого развития предприятия при изменяющемся качестве сырья путем повышения	Предложена технологическая схема освоения Ново-Учалинского месторождения на основе разработки балансовых запасов этажно-камерной системой с твердеющей закладкой и утилизации кеков выщелачивания

Авторы	Научные исследования	Полученные решения
1	2	3
	полноты и комплексности освоения недр	для закладки выработанного пространства подземных камер
Н.И. Синкевич	Обоснование геомеханических параметров вскрытия и выемки железорудных месторождений в геодинамически опасном регионе	Установлена зависимость предела прочности пород от глубины разработки в зонах влияния горных выработок при вскрытии и выемке железорудных месторождений на участках техногенных напряжений неактивных и динамически активных магматических массивов
Б.П. Бадтиев	Обоснование способов крепления выработок, пройденных в предельно-напряженном горном массиве блочного строения	Получены зависимости смещений кровли и объемов вывалов пород от взаимного расположения выработки и плоскости нарушения, размещения выработки в лежащем или висячем боку тектонического разлома. Предложены методики определения параметров крепи горных выработок на больших глубинах для различных геомеханических условий их эксплуатации
В.Н. Филиппов	Повышение эффективности и безопасности проведения и крепления подготовительных и нарезных выработок в зонах тектонических нарушений в удароопасных условиях железорудных месторождений	Предложена методика выбора крепей в удароопасных условиях, включающая определение критерия устойчивости и категории удароопасности горных пород, параметров крепи с учетом сечения выработки, а также способы крепления выработок в различных горно-геологических условиях, включающие использование крепей: торкрет-бетона, сталеорганической, анкерной крепи с металлической сеткой, железобетонной и др.
В.А. Губанов	Обоснование геомеханических параметров охраны и поддержания подготовительных и очистных выработок при отработке калийных месторождений длинными очистными забоями	Разработана аналитико-эмпирическая модель деформирования выработок в различных горно-геологических и горнотехнических условиях и инженерная методика расчета их устойчивости
О.Ю. Хубулов В.Н. Битаров	Обоснование рациональных параметров технологии закладки выработанного пространства на основе отходов горно-металлургического производства для обеспечения ресурсосбережения и безопасности при подземной разработке участков мощных пологопадающих залежей сильнонарушенных руд.	Предложена методика расчета нормативной прочности твердеющей закладки, учитывающая влияние ограничения боковой поверхности закладочного массива. Установлены зависимости основных механических, компрессионных свойств закладки из активированных отходов медно-никелевого производства от расхода цемента, объемного

Авторы	Научные исследования	Полученные решения
1	2	3
		соотношения, размеров фракций и сроков твердения
А.Н. Монтянова	Определение параметров формирования закладочных массивов, с учетом взаимовлияния геотермических полей закладочного и горного массивов во времени и пространстве, на основе использования функциональных зависимостей прочностных и температурных характеристик закладочных массивов в различных геотермических условиях их возведения.	Установлены закономерности изменения свойств закладочных массивов в условиях знакопеременных температур твердения, заключающиеся в увеличении прочностных параметров при замораживании и отсутствии деструкции при двукратном цикле замораживания и оттаивания
А.Б. Максимов	Обоснование области применения, и параметров упрочняющей крепи, обеспечивающих устойчивость выработок в рудах железорудных месторождений. 3	Установлена зависимость нагрузки на гибкие подхваты комбинированной крепи от коэффициента разрыхления руды, мощности зоны разуплотнения и провеса подхвата между анкерами
А.В. Стрелецкий	Обеспечение устойчивости горных выработок под защитным перекрытием	Установлена зависимость размеров и конфигурации зоны предельного состояния в боках выработок, пройденных под защитным перекрытием, от деформационно-прочностных характеристик рудного массива

Систематизация и анализ возможностей применяемых технологических решений свидетельствуют о том, что в методологическом плане требования по интенсификации разработки минеральных ресурсов при освоении недр должны предъявляться не к отдельным технологическим процессам, а быть заложены в основу общей парадигмы построения геотехнологий. Генеральная идея работы заключается в том, что направление инновационного развития и совершенствования способов проходки выработок, возведения крепи и ее конструкции, методов, способов возведения закладочного массива и составов смеси со своевременным контролем их характеристик и несущей способности определяется особенностями геотехнологического строения и горнотехнических условий разработки рудных тел и обеспечивает интенсификацию горных работ, а также снижение риска эксплуатации подземного рудника.



### **1.5. Цель, задачи и методы исследования**

Последние десятилетия развития мировой горнодобывающей промышленности отмечены устойчивой тенденцией перехода на большие глубины освоения подземного пространства, вовлечение в разработку сложных в технологическом обеспечении запасов руд. Поддержания выбывающих мощностей с учетом изменения качества добываемого сырья и повышения показателей эффективности функционирования горнотехнической системы можно достичь за счет интенсификации горных работ и снижения рисков эксплуатации подземных рудников при переходе к новому технологическому укладу. Для повышения эффективности освоения глубокозалегающих месторождений требуется оптимизировать параметры горных работ, техники и технологии, изучить и разрабатывать принципы рационального сочетания различных ресурсосберегающих, малоотходных и ресурсовоспроизводящих технологических процессов, способов приготовления закладочной смеси с формированием ее из отходов добычи и переработки руд природно-техногенного массива, который становится элементом горнотехнической системы эксплуатации месторождений и служит для повышения устойчивости и несущей способности ограждающих конструкций, сохранения георесурсов для перспективного вовлечения их в промышленную эксплуатацию.

**Целью исследования** является обоснование условий перехода подземного рудника к новому технологическому укладу в сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях с обеспечением интенсификации горных работ для повышения эффективности и снижения рисков функционирования горнотехнических систем.

**Идея работы** заключается в снижении риска эксплуатации подземного рудника на основе выявления сдерживающих интенсификацию горных работ в особо сложных условиях при системах разработки с твердеющей закладкой путем совершенствования основных и вспомогательных технологических процессов, способов проходки и крепления горных выработок, методов

возведения закладочного массива и составов смеси со своевременным оперативным контролем их характеристик и несущей способности.

Для достижения поставленной цели исследования и реализации идеи были сформированы и впоследствии решены следующие задачи:

- анализ изменений условий развития подземных работ на мощных подземных рудниках при осложнении горно-геологических, гидрологических характеристик рудных залежей и геомеханических условий освоения вовлекаемых в эксплуатацию глубоких горизонтов;
- исследование условий и факторов интенсификации горных работ при системах разработки с закладкой выработанного пространства;
- оценка влияния способа проходки подготовительно-нарезных выработок и механизации горных работ на продолжительность подготовки выемочных единиц;
- исследование влияния способа возведения анкерной и комбинированной крепи на скорость проходки подземных выработок;
- совершенствование конструкции горной крепи, оценка технологических характеристик, несущей способности и скорости ее набора для инновационной крепи разного типа, разработка алгоритма выбора и оценки параметров крепи;
- исследование влияния технологии закладочных работ, состава закладочной смеси и способа ее приготовления и подачи в выработанное пространство на интенсивность возведения и свойства закладочного массива;
- разработка технологических рекомендаций по повышению интенсивности горных работ и становлению нового технологического уклада на крупных подземных рудниках.

**Объект исследований:** технология подземной добычи руд с применением камерной системы с твердеющей закладкой выработанного пространства.

**Предмет исследования:** параметры основных и вспомогательных технологических процессов для интенсификации горных работ, повышения эффективности и снижения риска эксплуатации подземного рудника.

**Методы исследования.** Достоверность выводов и рекомендаций, полученных в результате диссертационной работы, подтверждает применение комплексного метода исследований, включающего: анализ источников научно-технической информации по тематике работы, мониторинг состояния горных работ на действующих рудниках; математическое планирование и проведение лабораторных, опытно-промышленных и промышленных экспериментов; математическое и экономико-математическое моделирование, натурные эксперименты по изучению конструкций, показателей возведения и несущей способности крепи, исследования свойств и состояния природных и искусственных массивов; статистическую обработку результатов исследований.

Основу теоретической и методической базы составили авторитетные мнения и экспертные заключения, отраженные в различных диссертационных работах, методических исследованиях, научных публикациях, отраслевых журналах, выступлениях на тематических конференциях и пр.

Информационно-эмпирическая база исследования была сформирована на основе изучения и совершенствования технологий подземной разработки Гайского и Узельгинского месторождений медно-колчеданных руд, Орловского месторождения полиметаллических руд, алмазных месторождений Якутии, Яковлевского железорудного месторождения и ряда других.

## **2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА**

### **2.1. Понятие и специфические особенности развития технологического уклада на подземном руднике**

Как не раз уже отмечалось, минерально-сырьевая база России в настоящее время характеризуется значительным снижением качества добываемых руд, увеличением глубины горных работ, усложнением горно-геологических условий добычи полезных ископаемых, а также ростом требований к качеству продукции, предъявляемых мировым сырьевым рынком [107].

Важнейшим фактором развития минерально-сырьевого комплекса на современном этапе является научно-технический прогресс. Разработка и внедрение новых прогрессивных технологий и совершенствование организации производственных процессов способствует росту производительности труда, экономии материальных и трудовых затрат и вместе с тем удовлетворению возрастающих потребностей обеспечения минеральными ресурсами.

Наиболее полно закономерности технологического развития раскрывает концепция технологических укладов С.Ю. Глазьева. В рамках данной концепции долгосрочное технико-экономическое развитие рассматривается как неравномерный процесс последовательного замещения целостных комплексов технологически и технически сопряженных процессов — технологических укладов. В рамках технологического уклада, который представляет целостное и устойчивое образование, осуществляется воспроизводственный цикл, включающий добычу и получение первичных минеральных ресурсов, все стадии их переработки и выпуск набора конечных товарных продуктов, удовлетворяющих соответствующему типу общественного потребления. Технологический уклад обладает сложной структурой, состоящей из элементов различного функционального назначения [49].

Начиная с перехода от ручного труда к машинному до настоящего времени выделяются периоды доминирования шести последовательно сменявших друг друга технологических укладов (рис. 2.1).

В текущий момент вступил в эмбриональную фазу нанотехнологический уклад (рис. 2.1). Для VI уровня технологического уклада основными отраслями развития являются: нано- и биотехнологии, наноэнергетика, молекулярная, клеточная и ядерная технологии, нанобиотехнологии, а также другие наноразмерные производства и др. Ключевой фактор — микроэлектронные компоненты. Достижения уклада: индивидуализация производства и потребления, резкое снижение энергоемкости и материалоемкости производства, конструирование материалов с заранее заданными свойствами.

В настоящее время доминирующие позиции в промышленности занимает пятый технологический уклад, который может быть охарактеризован как уклад информационных и коммуникационных технологий. Основными ресурсами рассматриваемого уклада являются возобновляемая и атомная энергетика. Ключевые факторы, определившие переход к пятому технологическому укладу, — микроэлектронные компоненты, цифровые технологии и роботизация.

В этой связи можно выделить основные принципы перехода к новому технологическому укладу [23,29,110]:

- использование возобновляемой энергии технологических процессов в горнотехнической системе;
- интеллектуализация и роботизация основных и вспомогательных технологических процессов;
- экологизация производства и широкомасштабное внедрение ресурсосберегающих технологий.

Вместе с тем необходимо отметить, что на современном этапе развития горной промышленности горнотехническая система рудника характеризуется многоукладностью, когда в едином технологическом пространстве присутствуют ручной труд, механизированные, автоматизированные процессы и элементы роботизации.

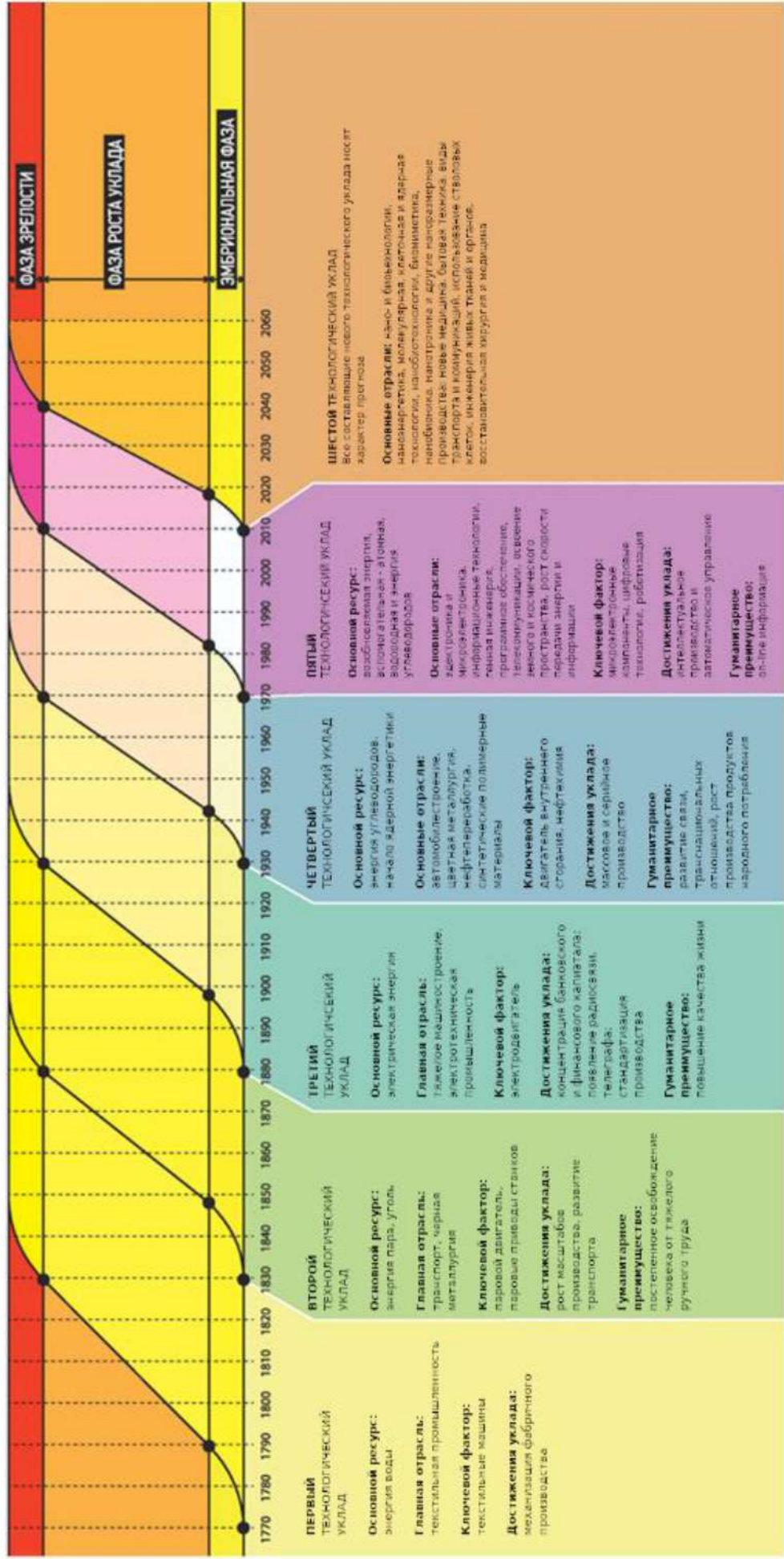


Рисунок 2.1. Последовательность смены технологических укладов (по [145])

Следует отметить, что в отечественной горнодобывающей промышленности господствующими являются 3-й и 4-й технологические уклады, для которых, среди прочих, характерны следующие отличительные признаки: автономное использование механических буровых, проходческих и транспортных машин с дизельным и электрическим приводом (3-й технологический уклад); комплексная механизация производства, объединенные в циклично-поточной технологии горные, энергетические и транспортные машины, работающие в сопряженном временном и пространственном режимах (4-й технологический уклад) [212].

Это связано с тем, что каждый новый технологический уклад рудника в своем развитии поначалу использует уже сложившуюся инфраструктуру, чем стимулирует ее дальнейшее расширение. По мере развития очередного технологического уклада создается новый вид инфраструктуры, преодолевающий ограничения и сдерживающие стороны предыдущего уклада и закладывающий основу для перехода к следующему технологическому укладу (рис. 2.2).

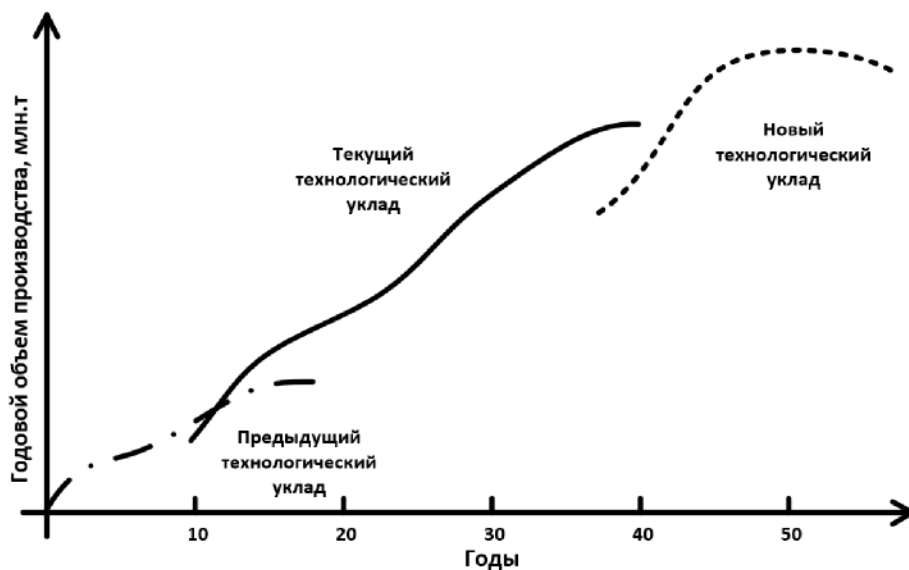


Рисунок 2.2. Структура технологического уклада

С трансформацией технологического уклада связаны и изменение самого понятия «система разработки месторождений». Если в XX веке система подземной разработки предусматривает определенный порядок и

последовательность проведения во времени и пространстве подготовительно-нарезных и очистных работ, то уже в XXI веке переход к новому технологическому укладу, обусловленному развитием самоходной, более производительной техники, автоматизации производства, система подземной разработки приобретает иное значение как «совокупность и последовательность выполнения основных и вспомогательных технологических процессов, примененных в определенной последовательности и конструктивном решении для извлечения запасов элементарной выемочной единицы осваиваемого участка недр». Расширение перечня технологических процессов, совершенствование их структуры является одним из основных признаков формирования нового технологического уклада горного производства. Причем, так же как и в силу принципиального роста производительности горнопроходческой техники, последовательность проведения во времени и в пространстве горнопроходческих и очистных работ, рост производительности буровой, погрузочно-транспортной техники обусловили то, что процесс отбойки, выпуска и транспортирования руды перестал определять рост интенсивности горных работ. Сдерживающим фактором при отработке запасов в особо сложных горно-геологических и геомеханических условиях становятся процессы, связанные с обеспечением устойчивости выработок и управлением состоянием массива.

На сегодняшний день необходимость масштабной трансформации горнопромышленного комплекса на базе перехода к новому технологическому укладу связана:

- с исчерпанием традиционной минерально-сырьевой базы, доступной человечеству еще 10 лет назад, ввиду многолетней реализации концепции экстенсивного недропользования;
- переходом мирового сообщества на принципы устойчивого развития природы и общества;



— масштабными исследованиями в области интеллектуализации горнопромышленного комплекса (развитием цифровых технологий), возобновляемой энергетики, применением оборудования и материалов нового поколения [101].

Переход горного предприятия с полным циклом комплексного освоения недр к новому технологическому укладу должен сопровождаться крупномасштабной инновационной перестройкой производства с ростом производственной мощности предприятия, с обеспечением качественного прогресса в сдерживающих рост интенсивности производства основных и вспомогательных процессах. Причем переход к новому укладу должен базироваться на синхронной трансформации параметров элементов горнотехнической системы с учетом потребностей общества и общего технического уровня его развития.

В процессе смены технологических укладов изменяется структура спроса на научные открытия и изобретения. Многие из них остаются длительное время невостребованными, и лишь с исчерпанием возможностей роста доминирующего технологического уклада возникает потребность в принципиально новых технологиях, конкурентный отбор которых формирует основы новых технологических траекторий.

Такая «дискретность» спроса на новые технологии является важным свойством закономерности периодической смены технологических укладов. Предпосылки их появления создаются заблаговременно в виде соответствующих научных заделов, опытных производств, инновационных технологий. Ко времени, когда традиционные технологические возможности оказываются исчерпанными, указанные предпосылки реализуются в процессе становления нового технологического уклада [48].

Анализ практики ведения горных работ на рудных месторождениях и научно-техническое прогнозирование позволили установить, что

перспективным направлениям технического перевооружения предприятий при становлении нового технологического уклада являются:

— комбинирование физико-технических и физико-химических геотехнологий для наиболее эффективной разработки месторождений;

— использование перемещаемого (мобильного) внутрирудничного оборудования, обеспечивающего управление объемами и качеством минерально-сырьевых потоков с выдачей на поверхность только кондиционных руд;

— разработка и совершенствование технологических процессов, способствующих снижению ресурсоемкости и экологической нагрузки путем утилизации горнопромышленных отходов, в том числе в закладке выработанного пространства;

— снижение риска эксплуатации подземного рудника на основе интенсификации горных работ и совершенствования способов проходки и крепления горных выработок, методов возведения закладочного массива и составов смеси со своевременным оперативным контролем их характеристик и несущей способности;

— эксплуатация оборудования с элементами искусственного интеллекта, способного работать без участия человека в особо опасных зонах подземного рудника. При этом человеческий фактор производства трансформируется в сферу обслуживания такого оборудования (дистанционное управление технологическими процессами и ремонтно-восстановительные работы);

— внедрение интеллектуальных геотехнологий и цифровая трансформация основных и вспомогательных процессов горного производства;

— создание микроклиматических зон в подземных рудниках в зависимости от факта и частоты присутствия человека с возможностью локальной подачи, отведения и управления параметрами воздушной среды;

— создание изолированных камер для реализации физико-химических процессов извлечения ценных компонентов из некондиционных руд и техногенного сырья вплоть до применения агрессивных и ядовитых сред для извлечения благородных металлов, исключая контакт атмосферы рудника и пребывание людей в таких зонах;

— разработка новых принципов организации труда в подземном руднике для обеспечения безопасности производства: установление правил и критериев работы в условиях применения мобильного роботизированного оборудования и целенаправленного изменения физических свойств участка недр в целях адаптации к изменяющимся условиям [5].

Анализ направлений, характеризующих переход к новому технологическому укладу горного производства при подземной разработке месторождений полезных ископаемых, позволяет заключить, что цели устойчивого развития — экономические, экологические и социальные — могут быть достигнуты только за счет реального совершенствования наиболее ответственного набора основных и вспомогательных геотехнологических процессов и их синхронного функционирования.

Изменение перечня технологических процессов производится путем разработки и внедрения новых технологических решений, ранее не характерных для традиционного горного производства, либо рассмотрения известных процессов в новом качестве.

Совершенствование подхода к проектированию освоения рудных месторождений позволит повысить интенсивность и комплексность использования природного и техногенного сырья, будет способствовать экологизации горного производства, что в целом существенно снизит риски эксплуатации месторождений в особо сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях.

Так, обоснование условий перехода к новому технологическому укладу подземного рудника в сложных горно-геологических, геомеханических и

горнотехнических условиях с обеспечением интенсификации горных работ позволит в значительной степени повысить эффективность их ведения с одновременным снижением рисков функционирования горнотехнических систем. Снижение риска эксплуатации подземного рудника при интенсификации горных работ должно производиться на основе изменения параметров основных и вспомогательных процессов путем совершенствования конструкции горной крепи, оценки технологических характеристик, несущей способности и скорости ее набора для инновационной крепи разного типа, разработки алгоритма выбора и оценки параметров крепи, исследования влияния технологии закладочных работ, состава закладочной смеси и способа ее приготовления и подачи в выработанное пространство на интенсивность возведения и свойства закладочного массива. При этом определяющую роль составляет внедрение интеллектуальных геотехнологий с цифровым описанием горнотехнических систем.

Имеющийся научный задел в области перехода горнорудных предприятий к новому технологическому укладу путем кардинального изменения геотехнологических процессов указывает на необходимость внедрения элементов пятого технологического уклада с совершенствованием конструктивных и технологических решений на базе цифровизации производства и внедрения интеллектуальных роботизированных геотехнологий и инновационного горного оборудования, работающего в автономном режиме, оснащенного современными программными комплексами и цифровым описанием.

Обеспечение устойчивого развития минерально-сырьевой базы возможно на основе выбора для каждой горнотехнической системы свойственного ей рационального сочетания геотехнологических процессов при одновременном вовлечении в эксплуатацию природных и техногенных георесурсов различного качества, в том числе некондиционного сырья.

Становление нового технологического уклада, несомненно, должно сопровождаться интеллектуализацией производства с переходом к непрерывному инновационному процессу в горнодобывающей отрасли.

Следует отметить, что все вышеперечисленные особенности современного технологического уклада подземного рудника неразрывно связаны с ростом уровня организации производства. Изменение условий эксплуатации техники и ее стоимости требуют формирования новой системы организации и культуры производственных процессов. Поэтому одним из принципов перехода к новому технологическому укладу на современном этапе является обеспечение соответствия уровня организации и культуры производства уровню его технического переоснащения, что определяется специфическими условиями ограниченности подземного технологического пространства для размещения оборудования, материальных складов и транспортных связей, призванных обеспечить ритмичное и синхронное функционирование расширенного перечня инновационных технологических процессов и интеллектуализацию оборудования.

Изучение условий перехода к новому технологическому укладу свидетельствует, что перспективные направления в проектировании комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых с высокой эффективностью, полнотой и качеством извлечения всех ценных компонентов определяются только на базе взаимосвязи цифровизации производства и внедрения инновационных конструкций крепи, перемычек, техники, мониторинга параметров, программных комплексов обработки данных, высокоточных методов и средств изучения характеристик недр, структуры и состояния горных массивов. Переход к новому технологическому укладу обуславливается оперативной синхронной трансформацией геотехнологий к особенностям осваиваемого участка недр с учетом потребностей общества в георесурсах.

Таким образом, переход к новому технологическому укладу базируется на развитии научно-методических основ совершенствования наиболее ответственного набора основных и вспомогательных геотехнологических процессов, способов интенсификации горных работ, проходки и крепления горных выработок, методов возведения закладочного массива и составов смеси со своевременным оперативным контролем их характеристик и несущей способности.

## **2.2. Влияние технологии проходки, способа и параметров крепления горных выработок на интенсивность подземной добычи руды**

Определяющим фактором безопасного ведения горных работ при подземном способе добычи полезных ископаемых является крепление выработок [171]. При этом выполнение крепления должно производиться с минимальным присутствием людей в рабочей зоне и обеспечением условия безопасности и заданных темпов проходки выработок в едином комплексе с процессами крепления. Важным является время установки крепи и набора ею нагрузочной способности [16, 143].

Традиционно крепь по роду крепежного материала разделяют на деревянную, бетонную, металлическую, сборную железобетонную, анкерную, рамно-анкерную и комбинированную, которые характеризуются различными сроками возведения и набора несущей способности. В настоящее время одним из перспективных направлений исследований по совершенствованию работ в общем цикле добычи руды является поиск решений по сокращению продолжительности возведения временной и постоянной крепи. Так, например, дерево как крепежный материал имеет достаточно высокую прочность и упругость, при этом элементы крепи из дерева просто и удобно соединяются друг с другом, что позволяет быстро возводить подобный тип крепи, придавая ей податливость и деформируемость под воздействием горного давления. К примеру, для возведения бригадой погонного метра

деревянной крепи на протяженных участках горизонтальной выработки необходимо затратить около 20 мин. с учетом удаления от стен выработки отслоившихся кусков породы, выравнивания стенок в соответствии с необходимыми размерами поперечного сечения выработки и приготовления лунок для стоек или лежней. Однако сроки службы деревянной крепи варьируются от 1,5 месяца до 40 лет и трудно прогнозируются, а способ возведения крепи достаточно сложно механизировать. Наиболее пригодной для механизации является бетонная крепь, но на возведение ее необходимо от 2,4 до 4 часов на погонный метр. Так или иначе все классические способы крепления выработок требуют значительной продолжительности на их возведение и различные сроки набора несущей способности. Именно поэтому вопросам совершенствования конструкции крепи и способам их возведения уделено значительное количество аналитических, модельных и экспериментальных исследований.

Следует отметить, что в последнее время наиболее широкое применение получила анкерная крепь и ее различные комбинации. Анкерный способ реализуется с использованием огромного числа вариантов конструкций самих анкеров и способов их установки в массиве горных пород [63,219]. Широкое распространение в последние годы получили фрикционные анкерные крепи с трубчатым профилем [88,172,221]. Их закрепление в шпуре основано на создании силы трения на поверхности контакта. В практике горных работ наиболее широко реализуются два способа: Swellex, Split Set.

В соответствии с первым способом используется закрытый трубчатый профиль, в котором после его свободного введения в шпур нагнетается рабочая жидкость под высоким давлением. Под действием давления увеличивается внешний габарит профиля и обеспечивается прижим анкера к поверхности шпура [116].

Второй способ — Split Set — основан на применении стержня с незамкнутым трубчатым профилем и внешним диаметром, превышающим

диаметр шпура [99]. Стержень при вводе в шпур упруго деформируется в поперечном сечении. За счет этого создается распределенное давление на поверхности контакта анкера и массива горных пород. Процесс введения стержня в шпур совмещается с процессом его закрепления. Реализуемый механизм взаимодействия стержня со шпуrom определил название данного вида крепи — самозакрепляющаяся анкерная крепь (СЗА).

Однако реализация рассмотренных способов в РФ долго сдерживалась отсутствием нормативных документов и технических решений, позволяющих реализовать без нарушения действующих авторских прав конструктивные решения по зарубежным патентам. Также не были утверждены законодательно методики расчетов параметров анкерной крепи с фрикционным способом закрепления. Для нормативного обеспечения использования в РФ инновационного способа закрепления СЗА по инициативе ООО «УралЭнергоРесурс» были разработаны изменения к действующему ГОСТУ 31559-2012 «Крепи анкерные. Общие технические условия». Утвержденные и введенные в действие Приказом Росстандарта от 03.02.2016 изменения официально закрепили возможность использования фрикционного способа закрепления СЗА в России.

Каждый из способов имеет свои преимущества и недостатки. При возведении временной крепи применение СЗА предпочтительно из-за значительно меньших затрат времени на установку [207-224].

Известные классические устройства для возведения крепи в горных выработках, включающие соединенные между собой продольные и поперечные стержни с образованием металлической решетки, характеризуются трудоемким процессом соединения полученной решетки со спецпрофилями, а также характеризуются неравномерным распределением нагрузки от давления горных пород между элементами конструкции. Принципиально новым техническим решением данного вопроса стало применение армокаркасов совместно с фрикционным анкером [207-211], что



позволило отказаться от опыта укрепления поверхностей с использованием сетки. При этом секция анкерной крепи представляет собой металлическую решетку 1, подхват 2, анкер 3 с опорной плитой 4 (рис 2.3). Металлическая решетка состоит из поперечных (5) и продольных (6) прутков диаметром 10–14 мм, соединенных между собой сваркой.

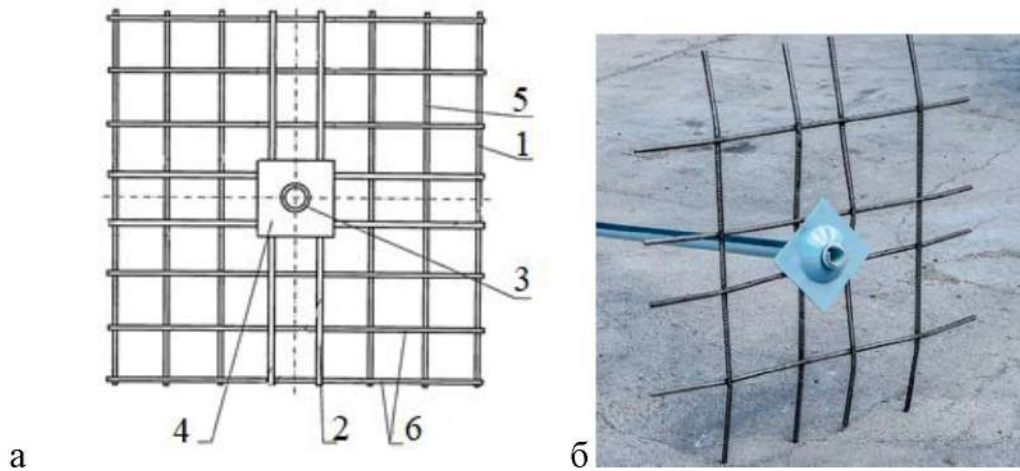


Рисунок 2.3. Секция анкерной крепи с армокаркасом: а — конструктивная схема; б — общий вид секции

Разработанная технология закрепления массива горных пород с совместным использованием фрикционного анкера и армокаркаса размером 950x950 мм практически исключает этапы навешивания сетки, что существенно сокращает время на возведение крепи. Также предприятием ООО «УралЭнергоРесурс» успешно реализован проект по использованию усиленных армокаркасов увеличенных размеров — до 2850x950 мм, что позволило полностью исключить непокрытые зоны поверхности, а скорость крепления при этом возросла многократно. Результаты испытания подобной конструкции, представленные в главе 3 настоящей диссертации, наглядно это подтверждают.

Помимо вышперечисленных способов упрочнения горного массива, эффективным способом крепления массива горных пород является тампонаж. Способ инъецирования как самостоятельный метод упрочнения характеризуется тем, что в процессе нагнетания в массив пород тампонажных растворов необходимо на начальной стадии укрепления пород обеспечивать

крепление горных выработок традиционными способами, что характеризуется повышенным объемом и трудоемкостью работ и временем на их реализацию [155]. Анализ технологий инъецирования выявил возможность использования самозакрепляющейся анкерной крепи в качестве устройства для подачи компонентов тампонажного раствора в область упрочняемых пород через шпуры с установленными в них анкерами. Принцип функционирования СЗА-инъектора заключается в следующем (рис. 2.4): первоначально на перфорированную трубу 1, собранную с запорным приспособлением 2, надевается опорная плита 3. Конец перфорированной трубы 1 вводится в шпур 9. За счет осевого воздействия на выступающий конец перфорированной трубы 2 она постепенно вводится в шпур 4.

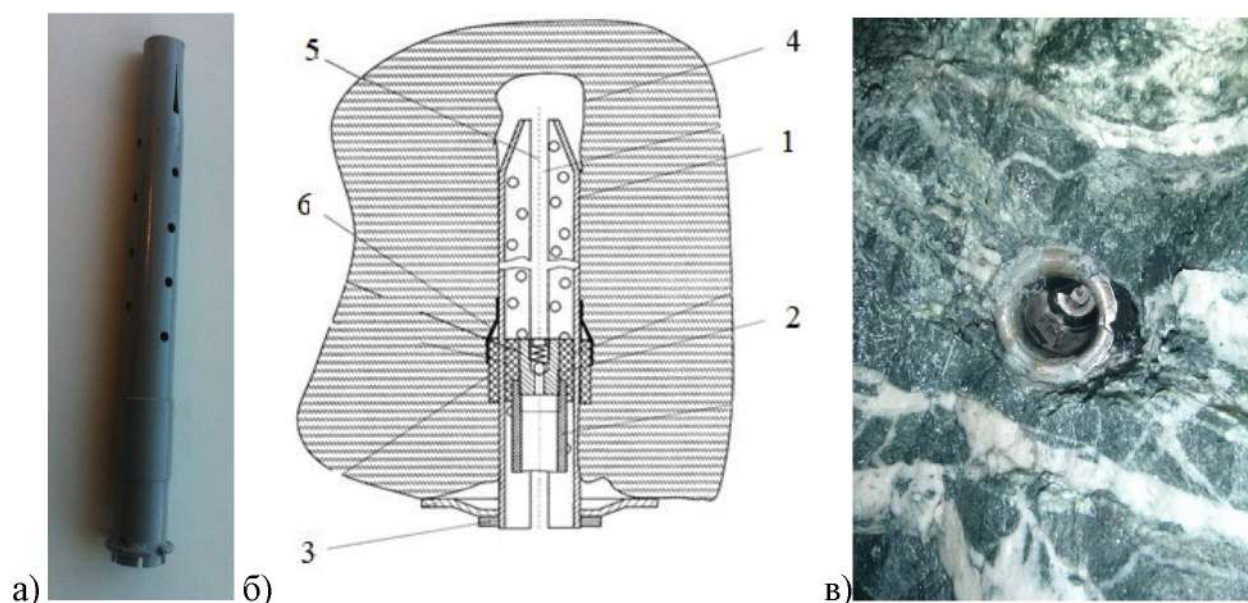


Рисунок 2.4. Конструкция СЗА-инъектора: а — общий вид; б — конструктивная схема: 1 — перфорированная труба, 2 — запорное приспособление, 3 — опорная плита, 4 — шпур, 5 — продольный паз, 6 — металлический кожух; в — установленный в шпуре горной выработки.

При этом перфорированная труба 1 упруго деформируется, ее диаметр уменьшается до диаметра шпура 4. Это возможно за счет того, что по всей длине перфорированной трубы выполнен продольный паз 5, ширина которого при вводе трубы в шпур 4 уменьшается. При достижении металлическим

кожухом 6 края шпура 4 он также входит в него без разрушения благодаря жесткому соединению с перфорированной трубой 1 и незамкнутости по контуру. Размещение части деформируемого тампона внутри металлического кожуха 6 обеспечивает беспрепятственный ввод его в шпур 4.

Преимущество разработанной технологии крепления горных выработок в ухудшенных горно-геологических условиях с использованием СЗА-инъектора состоит в исключении дополнительного бурения шпуров под размещение в них специальных устройств для подачи раствора — пакеров, а также в необходимости использования самих пакеров, что заметно повышает интенсивность подземной добычи руды. Также использование данной конструкции позволяет одновременно обеспечить устойчивость пород на начальном этапе проведения выработок и производить инъецирование с целью упрочнения и гидроизоляции вмещающего массива.

Помимо внедрения инновационных конструкторских решений, на интенсивность подземной добычи руды влияет увеличение несущей способности анкера без изменения его физических размеров, прежде всего — за счет увеличения шага штангования и выполнения укрепления поверхности выработки при небольших размерах ее сечения. В этой связи в ООО «УралЭнергоРесурс» был разработан и запатентован усиленный опорный узел [81]. В известных конструкциях анкерных крепей формируется опорное кольцо 1 (рис. 2.5, а), соединенное со стержнем 2 сварным швом 3. При этом нагрузка с опорной плиты 4 вызывает рост касательных напряжений среза в сварном шве, допустимая величина которых меньше значений допустимых напряжений на 25–30%.

Резервом повышения несущей способности опорного узла является снижение действующих касательных напряжений за счет изменения схемы его нагружения.

Принципиально новая схема нагружения реализуется в конструкции опорного узла, разработанной в ООО «УралЭнергоРесурс».

Усовершенствованный опорный узел представлен на рис. 2.5, б. В дополнение к опорному кольцу 1, соединенному со стержнем 2 сварным швом 3, узел содержит замок, формирующийся в процессе установки анкера. В исходном положении открытый профиль замка образован частью стержня, выступающего за пределы опорного кольца и разделенного на сектора 5 открытыми пазами 6.

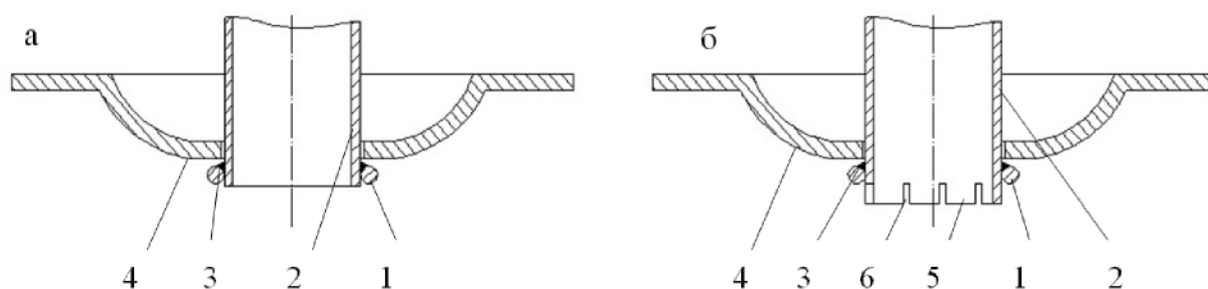


Рисунок 2.5. Конструкция опорного узла фрикционной анкерной крепи традиционного (а) и усовершенствованного (б) типа: 1 — опорное кольцо, 2 — стержень, 3 — сварной шов, 4 — опорная плита, 5 — сектора, 6 — открытый паз

В процессе установки анкера используется специальный пуансон (рис. 2.6), коническая часть которого входит в полость стержня 2. Рабочая поверхность пуансона А взаимодействует с секторами 5. Усилие, необходимое для внедрения анкера в шпур, обеспечивается перфоратором. При этом прикладываемое усилие достаточно для формирования замков, образующихся в секторах 5. В завершение процесса установки сформированный замок полностью охватывает опорное кольцо 1 (см. рис. 2.6, б).

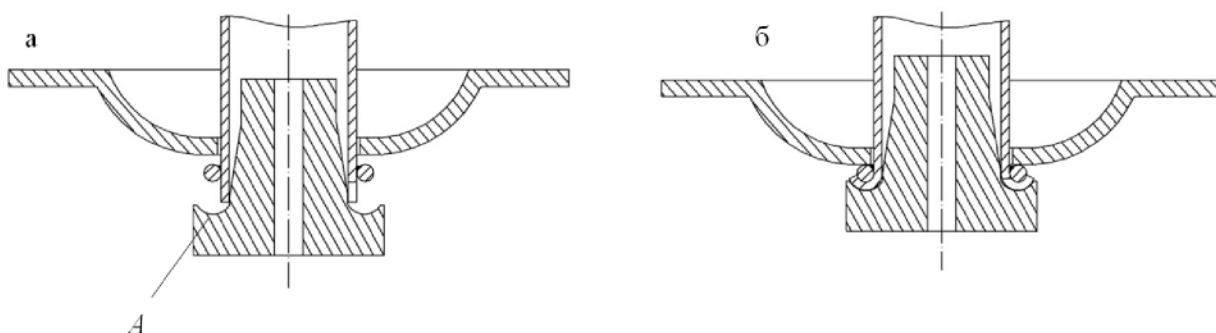


Рисунок 2.6. Стадии формирования замка опорного узла анкерной крепи типа СЗА: начало процесса формирования замка (а), завершение процесса (б)

Усилие, действующее на опорную плиту, воспринимается системой элементов, включающей опорное кольцо и замок. При этом в замке возникает нормальное напряжение, вызванное изгибом, а в сварном шве — касательные напряжения, обусловленные условиями среза.

Кроме того, несущая способность определяется силой трения на поверхности сопряжения стержень анкера — шпур. При этом выбор параметров стенки анкера основывается на обеспечении максимальных распределительных и сосредоточенных усилий на поверхности при сохранении упругих деформаций стенки стержня. Возможность обеспечения этих двух факторов была достигнута за счет перехода с круглых поперечных сечений на эллиптические. За счет увеличения угла деформированной зоны поперечного сечения достигается большее значение сил на поверхности контакта.

Рассмотрев отдельно все инновационные технические решения в области усовершенствования конструкций анкерных крепей, видим, что каждый подход способен по-своему повысить интенсивность подземной добычи руд на несущественное значение. Но при использовании комплексного подхода к возведению крепей с использованием сразу нескольких инновационных решений возможно существенное сокращение времени, затрачиваемого на подготовительно-нарезные работы и, соответственно, на продолжительность освоения выемочных мощностей.

### **2.3. Факторы, определяющие интенсивность развития горных работ при системах разработки с закладкой выработанного пространства**

Анализ отечественного и зарубежного опыта ведения горных работ подземным и комбинированным способами свидетельствует, что проблемы комплексного освоения недр, управления горным давлением, повышения полноты и качества извлечения полезных ископаемых, а также обеспечения безопасности горного производства в значительной мере решаются путем

применения систем разработки с твердеющей и комбинированной закладкой выработанного пространства [1,2,6,125,126,140].

Устойчивая мировая тенденция к повышению доли подземных горных работ с заполнением выработанного пространства закладочными смесями связана с целым рядом факторов, к которым относятся: значительное увеличение глубины ведения горных работ на действующих рудниках и вновь вовлекаемых в эксплуатацию, что влечет за собой необходимость поиска инновационных технологических решений по обеспечению надежного управления горным давлением.

Практически неизбежен переход на системы разработки с закладкой при отработке месторождений с низкой устойчивостью руд и вмещающих пород, а также при освоении запасов комбинированной геотехнологией. Это большинство медно-колчеданных месторождений, которые по причине пожароопасности и возгораемости руд предопределяют применение закладки выработанных пространств, что позволяет избежать возникновения эндогенных пожаров. Кроме этого, переход на системы с закладкой является одним из наиболее действенных мер повышения качественных показателей выемки руды ввиду возможности производить селективную разработку рудных тел сложного строения, а также отрабатывать запасы в охранных целиках.

К закладочному массиву как средству управления горным давлением предъявляются следующие требования: сохранение устойчивости при его обнажении; обеспечение поддержания элементов системы разработки в устойчивом состоянии; сохранность подрабатываемых охраняемых объектов и территорий.

Закладочный массив должен обладать определенными прочностными, деформационными и геологическими характеристиками, выбор которых обуславливается горно-геологическими и горнотехническими условиями разработки и зависит от технологии ведения горных работ. В качестве

основной характеристики твердеющей закладочной смеси принимается нормативная прочность на одноосное сжатие, определяемая в лабораторных условиях. Нормативной прочностью твердеющей закладочной смеси считается такая прочность на одноосное сжатие, при которой возможно безопасное обнажение закладочного массива горной выработкой заданных размеров в принятые проектом сроки [194].

Вместе с тем выработанное пространство в процессе закладки должно быть надежно изолировано. Изоляция выработанного пространства осуществляется путем установки перемычек во всех подходящих к нему выработках. Так как закладочный массив может являться конструктивным элементом системы разработки (кровлей и стенкой выработки), при камерных системах разработки требования к прочности закладки различны.

Прочность закладки зависит от высоты или длины обнажения. При заполнении выработанного пространства закладкой нормативная прочность каждого участка назначается в соответствии с действующими нагрузками и увеличивается в направлении сверху вниз. После полного заполнения выработанного пространства происходит усадка закладки, после чего осуществляется дозакладка камеры.

Вместе с тем затраты на закладочные работы достигают трети себестоимости конечной продукции горного предприятия. Получение заполнителя закладочной смеси зачастую связано с добычей скальных пород или песка, переработкой отвалов пустых пород, высока также стоимость привозного цемента, преимущественно используемого в качестве вяжущего при формировании искусственных массивов. Высокая капиталоемкость закладочных работ не позволяют вовлечь в разработку многие промышленно значимые месторождения России с малыми запасами или низкой ценностью сырья.

Необходимым условием эффективной реализации систем разработки с закладкой выработанного пространства является создание

высокопроизводительных закладочных комплексов путем совершенствования всех технологических процессов, реализуемых при возведении закладочного массива.

Ввиду того что применение систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства связано с высокими затратами на компоненты смеси, особенно вяжущие, значительные исследовательские усилия последних лет были направлены на изыскание путей снижения себестоимости закладочных смесей и возводимых на их основе массивов. Наиболее распространены следующие эффективные способы снижения стоимости возведения твердеющих массивов: сокращение расхода в смесях дорогостоящего цемента, вовлечение в производство минеральных смесей местных материалов и отходов производства, повышение качества возводимых искусственных целиков.

Состав закладочной смеси характеризуется типом используемого вяжущего: готовое вяжущее (цемент) или вяжущее, приготавливаемое на закладочном комплексе путем измельчения и смешивания его компонентов (цементно-шлаковое вяжущее).

При использовании готового вяжущего технология приготовления закладочной смеси предусматривает полное или частичное измельчение заполнителя в мельницах.

При использовании цементно-шлакового вяжущего изготовление закладочной смеси производится при совместном помоле компонентов закладочной смеси, данный вариант помола не предусматривает контроля степени измельчения доменного шлака и заполнителя и позволяет более эффективно управлять прочностными характеристиками закладочной смеси.

При совместном измельчении шлак и заполнитель подается по одной из технологических линий и измельчается совместно в одной мельнице.

Применяемые для закладки выработанного пространства цементно-шлаковые составы характеризуются тониной помола компонентов 45–55%



фракции 0,074 мм и сроками набора нормативной прочности 6 месяцев. Увеличение тонины помола шлака до 90–100% может привести к сокращению сроков набора нормативной прочности до трех-четырех месяцев, что повлечет, в свою очередь, сокращение сроков отработки камеры. Измельчение заполнителя до 45–50% при совместном помоле приводит к снижению прочности закладочного материала ввиду получения большого количества дисперсных частиц. Для предотвращения отрицательного влияния параметров измельчения шлака и заполнителя необходимо рассмотреть возможность их отдельного измельчения.

Анализ основных технико-экономических показателей закладочных работ указывает на необходимость совершенствования технологических процессов заполнения выработанного пространства в первую очередь путем сокращения временных затрат.

Так, высокая доля ручного труда и специфические свойства бетонов, применяемых в процессе возведения изолирующих перемычек, обуславливают длительные сроки их формирования. Возведение изолирующей перемычки производится чаще всего вручную путем наращивания горизонтальных слоев. На первом этапе возведения перемычки предусмотрено сооружение опалубки на высоту 1,3–1,5 м, расстояние между стенками опалубки 0,5 м, после чего она заполняется бетоном на высоту 1–1,2 м. Максимальная высота одновременного сооружения перемычки обуславливается возможностью разрушения ее опалубки при большей высоте слоя. После набора прочности бетоном опалубка разбирается и собирается заново в верхней части затвердевшего бетона, затем вновь подается бетон. Данные операции повторяются до завершения формирования перемычки.

Работы по возведению бетонных перемычек включают следующие этапы:

- подноска инструмента;
- подноска материалов на расстояние до 20 м;
- устройство опалубки;

- укладка бетонной смеси за опалубку;
- утрамбование бетона;
- снятие опалубки;
- укладка замерных труб;
- уборка рабочего места и инструмента.

Норма времени и нормы выработки на устройство бетонных перемычек приведены в таблице 2.1. Так как максимально возможное за смену наращивание высоты перемычки составляет 1–1,2 м исходя из размеров выработки, ширина которой 4,2–4,5 м и высота 4,3–4,6 м, сменная производительность рассчитывается на этот объем.

Таблица 2.1. Нормы выработки и времени на устройство бетонных перемычек с механизированным приготовлением раствора [71]

Высота перемычки, м	Нормы	
	выработки, м <sup>3</sup>	времени на 1 м <sup>3</sup> , чел/час
До 2,5 м	1,16	5,18
Свыше 2,5 м	0,97	6,22

Затраты времени на устройство изолирующих перемычек для звена, состоящего из двух крепильщиков, приведены в таблице 2.2 [126].

Таблица 2.2. Затраты времени на устройство изолирующих перемычек

Операции	Норматив времени на 1 м <sup>2</sup> чел/мин
<b>Подготовительно-заключительные (Тпз) чел.-смена/мин</b>	
<b>Прием смены; подноска инструмента; осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние; наладка освещения; расчистка рабочего места; уборка инструмента и рабочего места; сдача смены.</b>	12
Норматив времени на отдых — 12% от оперативного времени. Норматив времени на личные надобности — 10 мин. на чел.-смену	
<b>Вспомогательные (Тв)</b>	
Подноска изолирующих и крепежных материалов	2,7
Подготовка лунок (прямков)	3
Разметка, распиловка бревен и досок по размеру	3,37
Установка и разборка подмостей	2,44
Заготовка шлицов, распорок, укосин	2,23
Проверка правильности установки изолирующей перемычки	0,66
<b>Итого Тв</b>	<b>14,58</b>
<b>Основные То</b>	
Установка и соединение элементов изолирующей перемычки	36,22
<b>Итого</b>	<b>50,8</b>

Для экономии крепежного леса после набора прочности бетоном производится демонтаж опалубки, и она устанавливается на следующей высоте перемычки.

При возведении перемычки монтаж опалубки в первоначальный период занимает меньше времени, чем в последующие периоды, так как отсутствует процесс разбора опалубки. Работы по возведению перемычки производятся во все смены. Во вторую смену производятся работы по заливке опалубки, в остальные смены — по разборке и ее наращиванию. Работы по разбору и сбору перемычек ведутся в 1-ю и 3-ю смены бригадами, состоящими из двух крепильщиков.

Бетон для возведения перемычек изготавливается на поверхности, затем с помощью миксера транспортируется до бетонно-разгрузочного узла, в котором расположен вертикальный трубопровод, и перепускается в подземное пространство. До места возведения перемычки бетон транспортируется погрузочно-доставочным оборудованием, после чего выгружается в заопалубочное пространство вручную или с помощью ковша. Изготовление и спуск бетона производится в течение только 2-й смены, в остальное время работы не ведутся.

Как показал анализ практики возведения изолирующих перемычек, процесс возведения опалубки имеет значительную длительность, в том числе за счет многостадийности работ ввиду подъема перемычки на небольшую высоту за одну стадию.

Основными направлениями повышения интенсивности работ и эффективности данного процесса являются механизация приготовления и укладки бетона в заопалубочное пространство и сокращение времени набора им нормативной прочности.

Важно, что технология возведения закладочного массива в районе изолирующих перемычек должна исключать возможность их разрушения в результате давления закладочной смеси. Это достигается путем подливки

перемычек слоями закладки высотой не более 1–1,5 м. При такой высоте слоя не создается давление на перемычку, которое может привести к ее разрушению. После заливки такого слоя делается перерыв в подаче смеси на период, необходимый для ее схватывания и потери подвижности. Затем заливается следующий слой, и снова делается определенная выдержка. После подливки перемычек на всю высоту выше нее заливается последний слой (выше уровня перемычки) высотой 1,5–2,0 м, и снова дается выдержка до потери смеси подвижности. Закладка камеры выше этого слоя производится без ограничений.

Таким образом, при возведении закладочного массива подливка изолирующих перемычек является наиболее продолжительным процессом ввиду его цикличности (табл. 2.3).

Таблица 2.3. Затраты времени на возведение нижнего слоя в зависимости от часовой производительности закладочного комплекса

Производительность закладочного комплекса, м <sup>3</sup> /час	Время возведения преднесущего слоя, сут.
60	8,2
80	7,7
100	6,9
120	6,5

При закладке выработанного пространства традиционно подливка перемычек, установленных в выработках днища камеры, производится твердеющим составом с нормативной прочностью 1,5–3 МПа. Это обусловлено оставлением гребней руды, которые при подработке их снизу повлекут обрушение закладочного массива, в связи с чем нет необходимости заполнять данный слой смесью высокой прочности.

Время, в течение которого закладочная смесь теряет подвижность, зависит от удельного расхода вяжущего и от способности смеси отдавать избыточную воду, что связано с количеством в ней дисперсных частиц. Закладочная смесь с вяжущим в виде цемента характеризуется увеличенной крупностью материала, благодаря чему она хорошо отдает излишнюю воду.

Смесь на цементно-шлаковом вяжущем, приготовленная совместным помолом компонентов, имеет увеличенное количество дисперсных частиц и хуже отдает воду. Цемент более интенсивно схватывается и твердеет, чем цементно-шлаковое вяжущее [120].

Следует учитывать, что при растекании смеси по камере происходит оседание более крупных частиц и к перемычкам поступает смесь, обогащенная дисперсными частицами.

Учитывая все это, рекомендуются следующие сроки выдержки слоев закладочной смеси в период подливки изолирующих перемычек [193].

1. При использовании закладочной смеси прочностью 1,5 МПа и цементно-шлакового вяжущего — не менее 3 суток.

2. При использовании закладочной смеси прочностью 1,5 МПа и цемента в качестве вяжущего — не менее 1 суток.

3. При использовании закладочной смеси прочностью 3 МПа и цемента в качестве вяжущего — не менее 6 часов.

Сокращение временных затрат на формирование несущего слоя возможно путем изменения толщины перемычки и марки бетона путем увеличения расхода цемента, а также применения ускорителей твердения.

Таким образом, одним из важнейших направлений интенсификации горных работ при системах разработки с закладкой выработанного пространства является снижение сроков схватывания бетона с целью уменьшения стадийности возведения закладочного массива.

Необходимо отметить, что работы по закладке выработанного пространства твердеющими смесями включают процессы, относящиеся к разным технологическим укладам. В этих условиях устойчивое функционирование всей горнотехнической системы возможно обеспечить только на основе гармонизации технологических процессов в единый технологический уклад. Это возможно на основе внедрения уже на стадии проектирования и в ходе всего жизненного цикла освоения участка недр

интеллектуальной горнотехнической системы, оснащенной современным оборудованием для мониторинга и контроля состояния массива, а также программируемым оборудованием, программными средствами и цифровизацией всех элементов системы в режимах прогноза и реального времени, которые способны обеспечить потребности общества в минерально-сырьевой товарной продукции, не поставив под угрозу будущие поколения.

Основными принципами повышения интенсивности горных работ при отработке руд в сплошном порядке с применением камерной системы с твердеющей закладкой являются:

1) рациональная интенсификация технологических процессов для достижения сбалансированности продолжительности процессов извлечения и воспроизводства запасов, соразмерности интенсивности в смежных процессах при сокращении межпроцессных пауз;

2) обеспечение качества результатов производственных процессов. Например, закладочные работы должны обеспечивать стабильное функционирование горнотехнической системы на весь срок службы в результате достижения нормативной прочности закладочной смеси в требуемые сроки;

3) выбор схемы развития горных работ на выемочном участке и в выемочных единицах, обеспечивающей максимальное совмещение производственных процессов в смежных камерах;

4) интеллектуализация производственных процессов при ведении закладочных работ с непрерывным мониторингом и цифровой трансформацией на всех стадиях и этапах развития горных работ.

## 2.4 Развитие научно-методической базы расчета, изготовления и возведения анкерного крепления

Известно, что значительный объем затрат при добыче полезных ископаемых, добываемых подземным способом, приходится на работы по укреплению подземных выработок. Основной задачей крепления выработок является предотвращение вывалов пород в пространство выработок, используемых для транспортных и технологических целей.

Наибольшее распространение имеет технология крепления подземных выработок, включающая четыре этапа: бурение шпуров, установку и закрепление анкеров, крепление к анкерам армирующей сетки, создание каркаса из бетонной смеси. Наиболее ответственными и трудоемкими являются работы, выполняемые на втором этапе. В настоящее время разработан и реализован ряд прогрессивных способов, позволяющих повысить надежность установки анкеров и одновременно снизить трудоемкость. Разработанный Н. Lindeboom способ установки основан на фиксации анкера трубчатого типа в шпуре за счет сил трения [5].

Базовая конструкция анкера непрерывно совершенствуется [202]. При этом основная составляющая технологического процесса остается неизменной. Самозакрепляющийся анкер (СЗА) представляет собой несущий элемент 1 (НЭ) с жестким упором 3 и опорную плиту 2, установленную свободно на НЭ (рис.2.7).

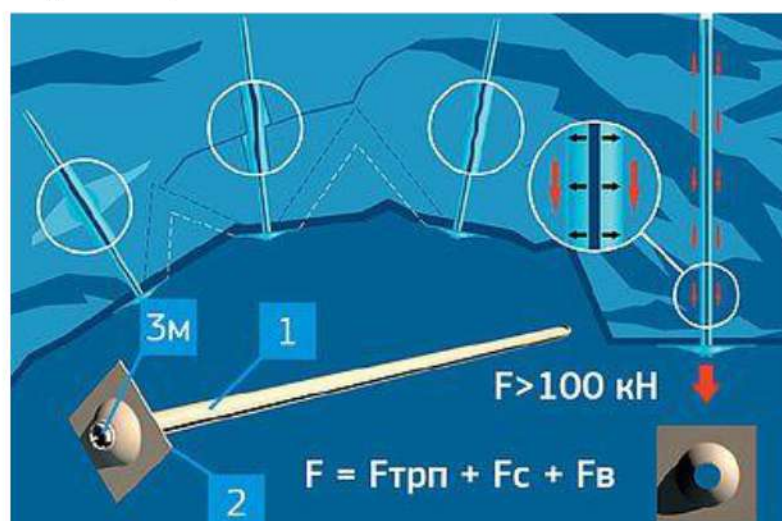


Рисунок 2.7. Самозакрепляющаяся анкерная крепь: 1 — несущий элемент, 2 — опорная плита, 3 — жесткий упор

НЭ выполнен в виде цилиндрической поверхности с продольным пазом и головной частью конической формы. Внешний диаметр НЭ —  $d_B$  выполняется превышающим диаметр шпура —  $d_{ш}$  на величину  $\Delta$ . При установке в шпур диаметр НЭ уменьшается на величину  $\Delta$ , за счет его упругой деформации создается нормальное давление на поверхности сопряжения НЭ — шпур. Нагрузочная способность СЗА определяется распределенной силой трения, создаваемой упруго деформированным НЭ.

Параметрами, определяющими конструкцию СЗА и его функциональность, являются: длина НЭ —  $l$ , внешний диаметр НЭ —  $d_B$ , разность диаметров —  $\Delta$ , толщина стенки —  $\delta$ , угол при вершине НЭ —  $\alpha$ , ширина паза —  $b$ .

Численные значения перечисленных параметров должны обеспечить выполнение трех обязательных условий функционирования:

1. Распределенная сила трения должна быть больше или равна силе тяжести «конуса вывала»  $F_{тр} > G_{КВ}$ .

2. Усилие установки (сила сопротивления) не должно превышать критическую силу по Эйлеру  $F_{кр} > F_{ус}$ .

3. Действующие напряжения, возникающие в стенках НЭ, не должны превышать допускаемые  $[\sigma] > \sigma$ .

При формировании расчетной модели приняты следующие допущения: деформация по всему контуру поперечного сечения анкера равномерна и вызвана изгибом; в сечениях с максимальным напряжением ее величина равна пределу текучести материала; действие со стороны массива на анкер представляется в виде равномерно распределенной нагрузки интенсивностью  $q$ ; паз анкера обеспечивает беспрепятственное относительное перемещение его свободных поверхностей.

При первом условии величина  $F_{ус}$  определяется сопротивлением упругой деформации НЭ:

$$F_{ус} = F_{трП}, \text{ (кН)}; \quad (2.1)$$



где:  $F_{\text{трП}}$  — сила трения, обусловленная деформацией стенок анкера в поперечной плоскости.

$$F_{\text{трП}} = 0,96 * r * \sigma_T * \delta * l_{\text{соп}} * f_{\text{тр1}} / (r + \delta/2), \text{ (Дж)} \quad (2.2)$$

где:  $\delta$  — толщина стенки, мм;  $l_{\text{соп}}$  — продольная длина анкера, сопряженная с массивом, мм;  $\sigma_T$  — предел текучести материала анкера (Па);  $f_{\text{тр1}}$  — коэффициент трения скольжения НЭ — массив;  $r$  — радиус анкера по среднему диаметру в сжатом состоянии, мм.

Во втором условии усилие установки определяется следующим образом:

$$F_{\text{кр}} = 2\pi * E * J / (\mu l_{\text{НЭ}})^2, \text{ (Дж)}; \quad (2.3)$$

где:  $E$  — модуль упругости (Па);  $J$  — момент инерции сечения НЭ в недеформированном состоянии ( $\text{кг} \cdot \text{м}^2$ );  $\mu$  — коэффициент приведения длины,  $\mu = 2$ . При этом  $l_{\text{НЭ}}$  следует принимать численно равной  $l$ .

На последующих этапах  $l_{\text{НЭ}}$  становится меньше величины  $l_{\text{НЭ}}$  на величину внедрения анкера в массив, но одновременно увеличивается  $F_{\text{ус}}$ . В связи с этим выполнение второго условия следует проверять при нескольких значениях  $l_{\text{НЭ}}$ .

Третье условие функционирования отражает нахождение действующих напряжений в зоне упругости материала НЭ. В данной постановке задача имеет вид классической задачи оптимизации, где в качестве целевой функции целесообразно принять массу НЭ (массу головной части не учитываем ввиду малости):

$$\Phi = 2 * (d_{\text{ш}} + \Delta) * \delta * l, \text{ (мм}^3\text{)}; \quad (2.4)$$

где:  $\delta$  — толщина стенки НЭ, мм;  $l$  — продольная длина НЭ, мм;  $d_{\text{ш}}$  — диаметр шпура, мм;  $\Delta$  — разница между внешним диаметром НЭ и диаметром шпура, мм.

Изложенный выше подход способен определить параметры СЗА, обеспечивающие условия установки несущего элемента и его функционирование.

Для определения несущей способности анкера фрикционного типа разработана следующая модель, где в расчетах применяется схема нагружения, основанная на выполнении основного условия, характеризующего деформацию стержня в шпуре. После его введения исходная форма поперечного сечения стержня (рис.2.8, а) деформируется и приобретает вид, представленный на рисунке 2.7, б. При этом реализуются следующие три условия:

1. На участке  $BB_I$  обеспечивается полное сопряжение стенок стержня и шпура. Внешний радиус стержня на участке  $BB_I$  равен радиусу шпура  $0,5 D_{ш}$  (рис.2.2, б).

2. На участках  $BC$  ( $B_I C_I$ ) контакт между стержнем и шпуром отсутствует. Внешний радиус стержня увеличивается с  $0,5 D_{ш}$  до  $0,5 D_c$ .

3. В точке  $C$  ( $C_I$ ) реализуется контакт между кромкой стержня и шпуром.

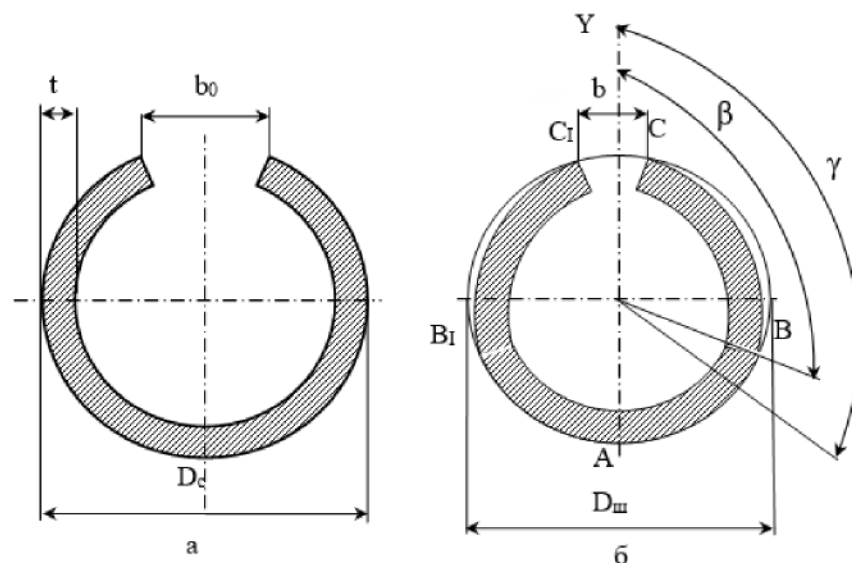


Рисунок 2.8. Поперечные сечения стержня анкера: до установки в шпур (а); после установки (б):  $D_c, D_{ш}$  — внешний радиус стержня

Принятое взаимное положение стенок стержня и шпура определяет следующую схему нагружения:

- По всей длине дуги  $BB_I$  действует распределенная нагрузка  $q$ . Граница участка — т.  $B$  ( $B_I$ ) определяется углом  $\beta$ .
- На участке  $BC$  ( $B_I C_I$ ) внешних нагрузок нет.

– В точках  $C$  ( $C_I$ ) и  $B$  ( $B_I$ ) приложены, соответственно, сосредоточенные силы  $R_C$  ( $R_{C_I}$ ) и  $R_B$  ( $R_{B_I}$ ).

Схема нагружения (рис. 2.9) определяется четырьмя параметрами:  $q$ ,  $\beta$ ,  $R_C$  и  $R_B$ . Установление их зависимости от геометрических параметров шпура и стержня анкера основывается на выполнении принятой схемы деформации поперечного сечения стержня и уравнения равновесия.

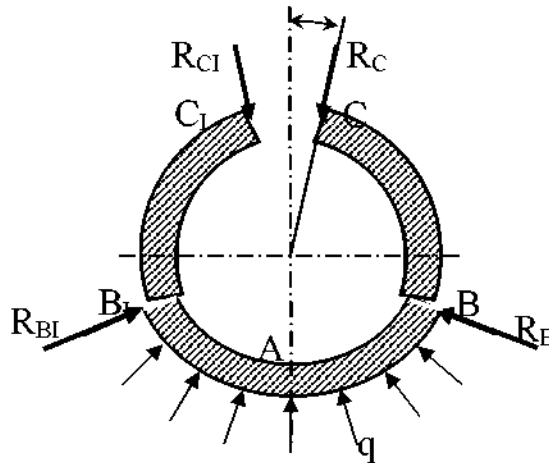


Рисунок 2.9. Схема нагружения поперечного сечения стержня анкера

На участке  $BB_I$  имеет место изменение кривизны стенки стержня  $\rho^I$  с исходной величины  $2 \cdot D_C^{-1}$  до  $2 \cdot D_{III}^{-1}$ ,

$$\rho^I = \frac{2 \cdot (D_C - D_{III})}{D_C \cdot D_{III}} \quad (2.5)$$

или, с учетом того что деформация стержня в поперечном сечении  $S = D_C - D_{III}$ ;

$$\rho^I = \frac{2 \cdot S}{D_C \cdot D_{III}} \quad (2.6)$$

Постоянная величина радиуса кривизны на участке  $BB_I$  возможна при неизменной величине изгибающего момента во всех сечениях в пределах данного участка [204]:

$$M_{BB_I} = E \cdot J \cdot \rho^I, \quad (2.7)$$

где  $E$  — модуль упругости материала стержня, Па;  $J$  — момент инерции стержня стенки толщиной  $t$ ,  $m^4$ ;

$$J = \frac{l \cdot t^3}{12}, \quad (2.8)$$

где  $l$  — единичная длина стержня,  $l = 1$  м;  $t$  — толщина стенки стержня, м.

Исходя из выполнения условия равновесия в произвольном сечении, положение которого определяется углом  $\gamma$ , имеем:

$$M_{BBI} = \frac{R_C \cdot D_{III}}{2} \sin(\gamma - \omega) + \frac{R_B \cdot D_{III}}{2} \sin(\gamma - \beta) + \frac{q \cdot D_{III}^2}{4} ((\gamma - \beta) \sin(\gamma - \beta) / 2) \quad (2.9)$$

где  $\omega$  — угол, определяющий положение края стержня после введения в шпур.

$$\omega = \arcsin\left(\frac{b}{2D_{III}}\right), \quad (2.10)$$

где  $b$  — расстояние между кромками паза стержня после установки, м.

Третье слагаемое выражения (2.9) содержит углы  $\gamma$  и  $\beta$  в явном виде, что затрудняет дальнейшее решение уравнения в аналитической форме. Воспользуемся заменой, использованной В.И. Феодосьевым при составлении выражения момента, создаваемого распределенной нагрузкой, действующей на дугу окружности [204]:

$$(\gamma - \beta) \sin((\gamma - \beta) / 2) = \frac{1}{2} (\sin^2(\gamma - \beta) + (1 - \cos(\gamma - \beta))^2) \quad (2.11)$$

Выполнив замену и преобразования, целью которых является выделение постоянной составляющей в выражении момента, исходное уравнение (2.9) приводится к виду:

$$M_{BBI} = \frac{D_{III}}{2} \left[ R_C + R_B \cos(\beta - \omega) - \frac{q \cdot D_{III} \cdot \sin(\beta - \omega)}{2} \right] \cdot \sin(\gamma - \omega) - \frac{D_{III}}{2} \left[ R_B \sin(\beta - \omega) + \frac{q \cdot D_{III} \cdot \cos(\beta - \omega)}{2} \right] \cdot \cos(\gamma - \omega) + \frac{q \cdot D_{III}^2}{4} \quad (2.12)$$

Момент  $M_{BBI}$  будет постоянным, если сомножители в квадратных скобках в первом и втором слагаемых будут равны нулю:

$$\begin{cases} R_C + R_B \cdot \cos(\beta - \omega) - \frac{q \cdot D_{III} \cdot \sin(\beta - \omega)}{2} = 0, \\ R_B \cdot \sin(\beta - \omega) + \frac{q \cdot D_{III} \cdot \cos(\beta - \omega)}{2} = 0. \end{cases} \quad (2.13)$$

При этом величина  $MBBI$  будет постоянна и равна третьему слагаемому  $\frac{q \cdot D_{III}^2}{4}$ . С учетом выражения (1) имеем для распределенной нагрузки:

$$q = \frac{4 \cdot E \cdot J \cdot \rho^I}{D_{III}^2} \quad (2.14)$$

Система уравнений (2.13) содержит три неизвестных величины:  $\beta$ ,  $RC$ ,  $RB$ . Для их определения используем условие деформации — расстояние между точками  $C$  и  $A$  изменится на величину  $S$ . Данное условие записывается через параметры нагружения известным интегралом. Учитывая постоянство условия нагружения на двух участках и выражая элементарное линейное

перемещение  $ds$  через угловое  $ds = \frac{D_{III}}{2} \cdot d\gamma$ , имеем:

$$S = \int_{\omega}^{\beta-\omega} \frac{M_{CB} \cdot M_1}{E \cdot J} \cdot \frac{D_{III}}{2} d\gamma + \int_{\beta-\omega}^{\pi} \frac{M_{BBI} \cdot M_1}{E \cdot J} \cdot \frac{D_{III}}{2} d\gamma, \quad (2.14)$$

где  $M_{CB}$  — изгибающий момент на участке  $CB$ , Н\*м,

$$M_{CB} = \frac{R_C \cdot D_{III} \cdot \sin(\gamma - \omega)}{2}, \quad (2.15)$$

где  $M_{BBI}$  — изгибающий момент на участке  $BBI$ , Н\*м,  $M_1$  — изгибающий момент от единичной нагрузки, приложенной в точке  $C$  и действующей в направлении точки  $A$ , Н\*м.

$$M_1 = \frac{D_{III} \cdot \sin(\gamma - \omega)}{2}. \quad (2.16)$$

После выполнения соответствующих подстановок в уравнение (2.9) и интегрирования получаем:

$$S = \frac{R_C D_{III}^3}{16EJ} \left[ (\beta - 2\omega) - \frac{1}{2} \sin(2(\beta - 2\omega)) \right] + \frac{SD_{III}}{2D_C} [\cos(\beta - 2\omega) + \cos \omega] \quad (2.17)$$

Решая систему уравнений (3), находим  $RC$ ,  $RB$ :

$$R_C = \frac{4 \cdot E \cdot J \cdot S}{D_{III}^2 \cdot D_C} \cdot \left( \frac{1}{\sin(\beta - \omega)} \right) \quad R_B = -\frac{4 \cdot E \cdot J \cdot S}{D_{III}^2 \cdot D_C} \cdot \text{ctg}(\beta - \omega) \quad (2.18)$$

Полученные выражения содержат угол  $\beta$ . Его значение определяется после подстановки значения  $RC$  в уравнение (2.17).

После преобразований получаем:

$$\frac{D_{ш}}{D_c} \cdot \frac{1}{\sin(\beta - \omega)} \left[ (\beta - 2\omega) - \frac{1}{2} \sin(2(\beta - 2\omega)) \right] + \frac{2D_{ш}}{D_c} [\cos(\beta - 2\omega) + \cos \omega] = 4 \quad (2.19)$$

Численное решение трансцендентного уравнения (2.19) позволяет определить угол  $\beta$ . После подстановки значения угла  $\beta$  в (2.18) по аналитическим выражениям рассчитываются  $R_C, R_B$ .

Несущая способность анкера определяется по формуле:

$$F = 2[R_C + R_B + qD_{ш}(\pi - \beta)] \cdot f \cdot k_l, \quad (2.20)$$

где:  $k_l$  — коэффициент длины — отношение фактической длины рабочей части стержня к единичной длине,  $f$  — коэффициент трения скольжения покоя.

Исходя из полученных аналитических зависимостей возможно определить несущую способность анкера с учетом геометрических, прочностных характеристик его стержня. Несущая способность анкера с фрикционным закреплением (АФЗ) определяется как наименьшее из двух значений [87]:

$$P_{на} = \min(F_{сд}, P_{ка}), \quad (2.21)$$

где  $F_{сд}$  — сопротивление сдвигу анкера в шпуре, кН;  $P_{ка}$  — нагрузочная способность конструкции АФЗ, кН.

При этом нагрузочная способность конструкции АФЗ определяется как минимальная величина из трех составляющих

$$P_{ка} = \min(P_{пл}, P_{см}, P_{уп}), \quad (2.22)$$

где:  $P_{пл}$  — нагрузочная способность опорной плиты, кН;  $P_{см}$  — нагрузочная способность стержня анкера, кН;  $P_{уп}$  — нагрузочная способность упора, выполненного на стержне анкера, кН.

Нагрузочная способность опорной плиты и упора, как правило, определяется опытным путем [4]. Нагрузочная способность стержня, как рассмотрено ранее, может быть рассчитана аналитически. Например, для анкера из стали Ст20 диаметром  $d_{ст} = 46$  мм, толщиной  $t = 3$  мм, шириной паза

$b = 12$  мм допускаемая нагрузочная способность с учетом коэффициента безопасности 1,3 составляет 96,2 кН.

Таким образом, комбинированные анкерные крепи фрикционного типа являются перспективным вариантом закрепления поверхности выработок. Их надежное функционирование обеспечивается выполнением совокупности требований к прочности составляющих элементов. Несущая способность комбинированной анкерной крепи определяется эксплуатационными характеристиками — нагрузочной способностью конструктивных элементов: стержня, упора и опорной плиты. При этом лимитирующим, как правило, является нагрузочная способность упора опорной плиты.

#### **Выводы по главе:**

1. Анализ устойчивых тенденций в изменении условий подземной разработки месторождений свидетельствует о тенденции роста глубины разработки месторождений, ухудшении качества минерального сырья, усложнении горно-геологических и горно-технических условий освоения месторождений. С учетом влияния этих факторов интенсификация горных работ на инновационной основе способна обеспечить рост эффективности разработки месторождений, снижение рисков и безопасность горных работ.

2. Интенсификация горных работ и снижение рисков эксплуатации рудного месторождения в сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях системами разработки с твердеющей закладкой возможно только на основе перехода к новому технологическому укладу подземного рудника, предусматривающего гармоничное и синхронное развитие основных и вспомогательных геотехнологических процессов.

3. Установлено, что переход к новому технологическому укладу базируется на развитии научно-методических основ совершенствования наиболее ответственного набора основных и вспомогательных геотехнологических процессов, способов интенсификации горных работ, проходки и крепления горных выработок, методов возведения закладочного массива и составов

смеси со своевременным оперативным контролем их характеристик и несущей способности.

4. Выявление сдерживающих интенсификацию горных работ факторов и устранение их влияния путем совершенствования и синхронизации продолжительности основных и вспомогательных геотехнологических процессов и определения рационального направления и порядка отработки месторождения позволяет интенсифицировать ведение горных работ и снизить риски проявления опасных событий.

5. Анализ инновационных технических решений в области усовершенствования конструкций анкерных крепей показал, что традиционные подходы позволяют повысить интенсивность подземной добычи руд, но только использование комплексного подхода к возведению крепей с использованием сразу нескольких инновационных решений приведет к существенному сокращению времени, затрачиваемому на подготовительно-нарезные работы и, соответственно, на продолжительность освоения выемочных мощностей.

6. Комбинированные анкерные крепи фрикционного типа являются перспективным вариантом закрепления поверхности выработок. Их надежное функционирование обеспечивается выполнением совокупности требований к прочности составляющих элементов.

7. Одним из важнейших направлений интенсификации горных работ при системах разработки с закладкой выработанного пространства является снижение сроков схватывания бетона с целью уменьшения стадийности возведения закладочного массива.



### **3. ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ И ФАКТОРОВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА**

#### **3.1. Установление особенностей интенсификации горных работ при различных вариантах систем разработки с закладкой**

Тенденция к усложнению горно-геологических и горнотехнических условий отработки месторождений, таких как увеличение глубины ведения горных работ, накопление большого числа техногенно измененных участков недр, возросший уровень напряженности массива наряду с необходимостью сохранения земной поверхности, возросшей ценностью добываемых руд и склонностью последних к самовозгоранию требует применения систем разработки с твердеющей закладкой. Особенности данных систем разработки является выемка запасов полезных ископаемых и последующее заполнение выработанного пространства твердеющими смесями.

Анализ рынка металлов и сырьевой экономики указывает на неуклонно возрастающий спрос на продукцию горнодобывающих предприятий, что приводит к необходимости наращивания производственных мощностей предприятий. В то же время выявляются негативные последствия применения твердеющей закладки, а именно выведение значительных площадей рудного тела из эксплуатации в связи со значительными сроками набора закладочным массивом нормативной прочности, многократно возрастающим объемом горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, требующих дополнительных затрат на их поддержание, вентиляцию, что усложняет логистическую схему рудника. В настоящее время системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства являются одними из наиболее распространенных систем при освоении рудных месторождений. Они нашли применение при разработке таких месторождений, как Озерное, Гайское, Узельгинское, Учалинское, Корбалихинское, Чармитан (Республика Узбекистан), Кидд Крик (Канада), Маунт-Айза (Австралия) и др. Причем

наибольшее распространение получили камерные и слоевые системы разработки с различными вариациями порядка отработки запасов.

Вопросам интенсификации подземных горных работ посвящены труды известных отечественных ученых: М.И. Агошкова, И.И. Айнбиндера, Ю.В. Волкова, И.Ф. Замесова, В.Р. Именитова, Д.Р. Каплунова, В.Н. Калмыкова, Г.Ф. Когана, А.С. Колодезнева, Г.Г. Пирогова, М.В. Рыльниковой, О.В. Славиковского, Н.А. Старикова, А.М. Терпигорева, М.Д. Фугзана, А.Р. Черненко, Ю.И. Чиркова и др.

Следует отметить, что в известных трудах отсутствует информация о методах повышения интенсивности горных работ с учетом инновационных технологий формирования разнопрочных твердеющих массивов в условиях отработки запасов в сплошном порядке с применением систем разработки с твердеющей закладкой.

Анализ применения систем разработки с закладкой выработанного пространства позволил выделить следующие направления интенсификации горных работ:

- совершенствование технологии проведения и крепления подготовительных и нарезных выработок;
- переход на восходящий порядок отработки запасов в пределах эксплуатационного этажа и всего месторождения;
- оптимизация пространственного расположения отрезного восстающего (отрезной щели) и способов его проходки;
- интенсификация буровзрывных работ в камере;
- подбор эффективных режимов выпуска и доставки руды;
- повышение скорости сооружения изолирующих перемычек;
- подбор составов закладочной смеси с целью снижения времени набора нормативной прочности закладки;
- разработка порядка отработки выемочных единиц.

Причины низкой интенсивности эксплуатации месторождений полезных ископаемых при применении систем разработки с твердеющей

закладкой определяются несовершенством структуры производственного цикла, а именно значительной протяженностью подготовительно-нарезных выработок, обеспечивающих стабильное ведение добычных работ высокопроизводительным самоходным оборудованием. Причем временные затраты на воспроизводство ресурсов многократно превышают аналогичный показатель при добыче полезных ископаемых.

При этом возросший спрос на металлы и увеличение их цены приводят к увеличению предложения, в данном случае — производственных мощностей горнодобывающих предприятий, что требует увеличения производительности предприятий, преимущественно за счет приращения вовлекаемых в разработку рудных площадей. В сложившихся условиях отмечается нехватка подготовленных площадей, поэтому остро стоит проблема повышения интенсивности горных работ в границах выемочных единиц.

Анализом структуры производственного цикла при отработке месторождения Озерное установлено, что значительное число циклов и технологических операций является причиной сдерживания интенсивности горных работ. Наиболее значимыми направлениями интенсификации, характеризующимися значительными потерями времени, являются операции, связанные с ожиданием твердения закладочных смесей, используемых при установке железобетонных штанг (ЖБШ) в подготовительно-нарезных выработках, возведении перемычек, послойной заливке несущего массива в основании камеры. Ожидание производства взрывных работ в проходческих забоях в общей продолжительности производственного цикла достигает 9–10%.

Для систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства длительность процессов воспроизводства погашаемых запасов определяется:

$$T_{\text{в}} = T_{\text{тн}} + T_{\text{б}} + T_{\text{м}} + T_{\text{з}} + T_{\text{пер}} + T_{\text{закл}} + T_{\text{твер}} + \sum T_{\text{МП}}, \quad (3.1)$$

где  $T_{пн}, T_{б}, T_{м}, T_{з}, T_{пер}, T_{закл}, T_{твер}, \sum T_{МП}$  — соответственно, продолжительность подготовительно-нарезных работ, буровых работ, монтажа стационарного оборудования, взрывных работ, проветривания после БВР, возведения перемычек, формирования твердеющего закладочного массива, набор нормативной прочности закладочным массивом и совокупная достаточно высокая продолжительность межпроцессных пауз.

Несомненным условием непрерывности и высокой ритмичности производства является достижение равенства:

$$S_B/S_{и} = T_B/T_{и}, \quad (3.2)$$

где  $S_B/S_{и} = K_{стр}$  — коэффициент структуры рабочей площади;  $S_B$  и  $S_{и}$  — составляющие рабочей площади, находящиеся, соответственно, в стадии воспроизводства и извлечения погашаемых запасов.

Анализ производственного цикла при отработке Озерного месторождения показал, что наибольшей длительностью характеризуются операции закладки выработанного пространства, состоящие из следующих процессов: возведение изолирующих перемычек и заливка твердеющей смеси на их уровень; заполнение смесью выработанного пространства; набор твердеющим массивом нормативной прочности.

Наиболее длительным является процесс набора закладочным массивом нормативной прочности. В качестве закладочных смесей применяются наиболее часто цементные и цементно-шлаковые составы. Цементные составы характеризуются набором нормативной прочности, как правило, в возрасте 90 суток, тогда как цементно-шлаковые составы требуют для твердения 180 суток. В связи с высокой стоимостью цемента наиболее часто используют цементно-шлаковые составы, что в значительной степени увеличивает длительность стадии воспроизводства погашаемых запасов.

На основании проанализированных результатов по оценке возможностей повышения интенсивности горных работ для условий

отработки Озерного месторождения установлено предпочтение восходящего порядка отработки месторождения. При этом рекомендован вариант подэтажно-камерной системы разработки с восходящей выемкой запасов. Камеры в панелях ориентированы по простиранию рудного тела — вкрест простирания выемочных панелей. Для увеличения интенсивности отработки запасов и обеспечения требуемой годовой производительности принят камерно-целиковый порядок отработки камер в панели по схеме: 1 — 2 — 1 — 3 — 1. Отработка запасов ведется с подэтажа высотой 30 метров. При этом в качестве основной подготовительной выработки используется буродоставочный орт — заезд в камеру.

С целью оптимизации схемы подготовки и порядка выемки запасов Озерного месторождения, с учетом фактического состояния горных работ на руднике и содержания полезных компонентов в рудном массиве, предлагается применение камерной системы разработки с расположением камер вкрест простирания рудной залежи на участках с относительно высоким содержанием полезного компонента в руде, что позволяет интенсифицировать работы по извлечению металлов. При этом в качестве подготовительных и нарезных выработок при новой раскройке камер следует использовать ранее пройденные выработки для камер I очереди первой и второй панелей (рис.3.1).

При планировании объемов добычи необходимо учитывать немаловажное условие сплошного порядка отработки камер в первой панели. В ряде случаев это обстоятельство сдерживает набор производительности и интенсивность отработки участка месторождения.

Подготовка камер в панелях к очистной выемке осуществляется на двух уровнях:

— на доставочном горизонте из погрузочно-доставочных заездов; в перпендикулярном направлении проходится буровой орт. При таком порядке расположение орта относительно длинной стороны камеры может быть как боковым, так и центральным, в зависимости контакта руда — порода и

эффективности расположения взрывных скважин. Из промежуточного доставочного (панельного) орта между пройденными погрузочно-доставочными заездами проходятся дополнительные погрузочные заезды, которые до начала очистной выемки в камере сбиваются с буровым ортом;

— на вентиляционно-закладочном горизонте из существующих выработок под прямым углом по направлению к отрезному восстающему проходится вентиляционно-закладочный орт (сбойка). Отрезной восстающий располагается во фланговой части камеры, либо, в случае если есть возможность обрабатывать камеру двумя очистными забоями, вентиляционно-закладочный орт проходится в центральной части камеры. Проходку отрезного восстающего в камере предпочтительно производить методом секционного взрывания.

Конструкция дна камеры — плоская.

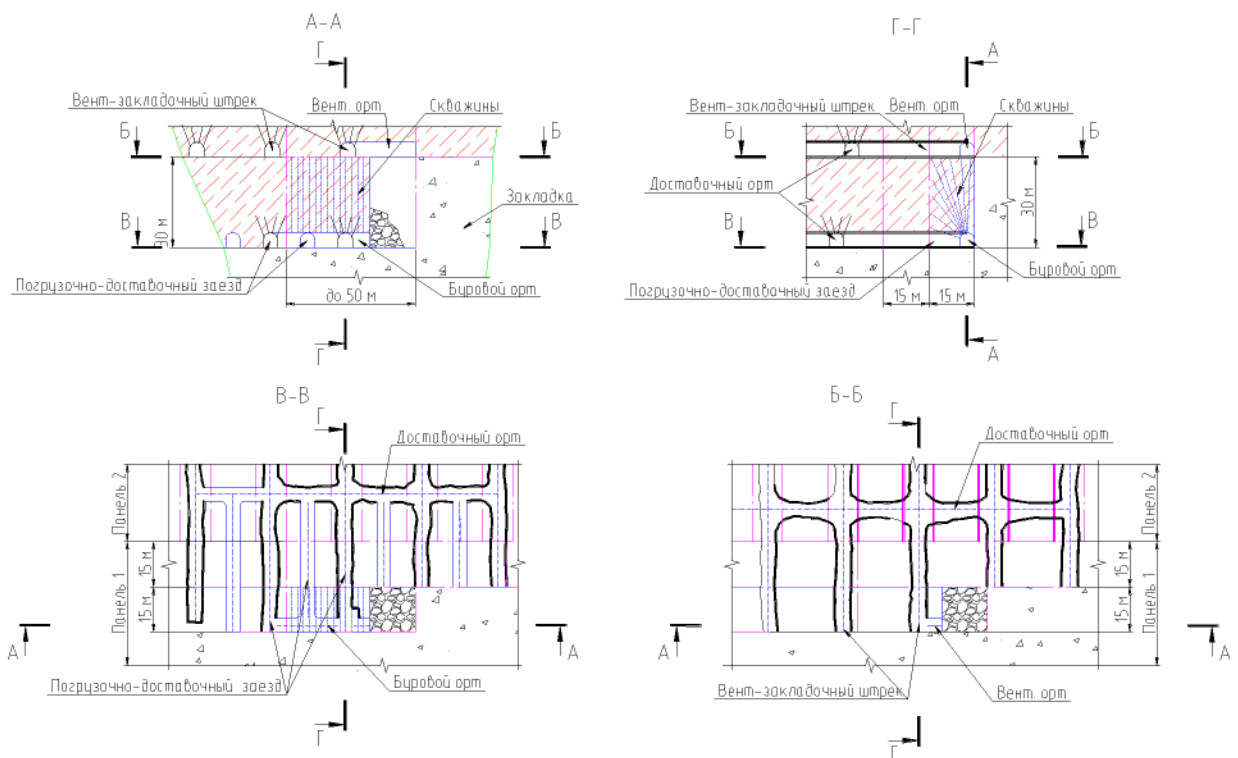


Рисунок 3.1. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой, вариант с боковыми заездами при восходящем порядке выемки

При отработке запасов данным вариантом подэтажно-камерной системы разработки разбуривание и отбойка руды производится сразу на всю высоту

камеры (подэтажа). Бурение вееров скважин производится из буровых выработок, пройденных в конкретной камере и, в зависимости от горно-технических и горно-геологических условий, осуществляется нисходящими или восходящими веерами скважин.

Для крепления горных выработок используются следующие методы и соответствующее оборудование:

- набрызг-бетоном и бетоном с применением машин типа SWT-07R, пневмотранспортного насоса типа Mixokret M501EB;
- анкерное или тросовое крепление с применением установки типа BOLTEK H235.

При заданной системе разработки устойчивость несущих конструкций обеспечивается закладкой выработанного пространства. Прочность закладочного массива должна обеспечивать устойчивое состояние выработанного пространства камер на период их отработки и закладки как при обнажении закладочного массива в стенках камер, так и в их кровле.

Восходящий порядок отработки залежи позволяет существенно сократить затраты на закладочные работы за счет уменьшения требований к прочности закладочных массивов и использования породы от нарезных и горно-подготовительных работ для закладки камер без выдачи их на поверхность. Так, восходящий порядок не требует создания в камерах высокопрочного несущего слоя толщиной 8–15 м, который при нисходящем порядке выемки является кровлей нижележащих камер. Подготовительные и нарезные работы по подготовке очередного этажа (подэтажа) ведутся на уровне закладочного горизонта эксплуатационного этажа и выше его, что позволяет перепустить породу от проходки выработок на закладочный горизонт и разместить ее в закладываемых камерах. Для обеспечения устойчивого состояния рудного и закладочного массивов, обеспечения благоприятных условий очистной выемки необходимо обеспечить следующие требования к прочности закладочного массива:

— в первичных камерах на всю высоту, за исключением подкровельного слоя, формируется закладочный массив нормативной прочностью 2 МПа; при этом возможно формирование бутобетонного закладочного массива;

— камеры II и III очередей на всю высоту, за исключением подкровельного слоя, заполняются бесцементной закладочной смесью (породной, гидравлической, совместно породной и гидравлической);

— во всех камерах, при наличии расположенной выше руды, формируется подкровельный слой толщиной 1,5 м. В связи с тем что по подкровельному слою при отработке вышележащей руды будет перемещаться самоходное оборудование, его прочность должна в  $1,25 \div 1,3$  раза превышать удельное давление шин самоходной техники на грунт.

Нормативная прочность закладочного массива подкровельного слоя зависит от типоразмера применяемого оборудования, но, как правило, составляет 1,5–2 МПа. Требуемый срок достижения нормативной прочности зависит от календарного графика отработки и закладки камер. При расчетах календарного графика отработки запасов месторождения срок достижения закладкой нормативной прочности принят за три месяца.

В случае необходимости достижения нормативной прочности в более ранние сроки корректируется удельный расход цемента в составе закладочной смеси. Твердеющая смесь должна растекаться в выработанном пространстве без расслоения на максимально возможное расстояние. Это позволяет обеспечить максимальную полноту заполнения камер длиной до 50–60 м и создание однородного по прочности массива. Как правило, твердеющая смесь, отвечающая этим требованиям, должна быть однородной, нерасслаивающейся и иметь угол растекания  $5 \div 70$ . Это достигается применением заполнителя с оптимальным количеством тонкодисперсных частиц (20–30%) и содержанием воды, равным суммарной водоудерживающей способности твердых компонентов смеси. Отступление



от этих требований приводит к тому, что закладочная смесь становится недостаточно пластичной или склонной к расслаиванию.

Сравнение ожидаемых объемов породы, получаемой от проходческих работ, и объемов камер II и III очередей позволяет считать, что эти камеры целесообразно заполнять породами от проходки горных выработок и гидрозакладкой. Для этого перед началом закладки камер II и III очереди в районе перемычек целесообразно отсыпать конус пустой породы (рисунок 3.2), перекрывающий выработку, который позволит улучшить дренаж избыточной воды через перемычку и уменьшить на нее давление гидравлической смеси при дальнейшей закладке камеры.

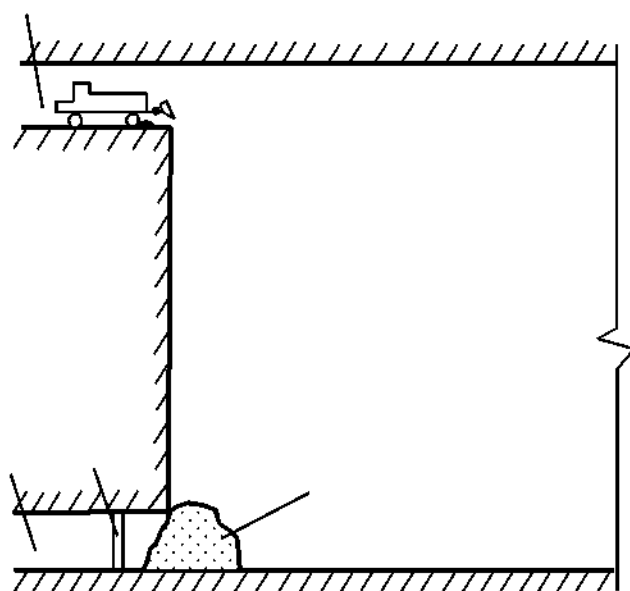


Рисунок 3.2. Отсыпка породы перед закладкой камеры бесцементной закладкой:

- 1 — бурозакладочный горизонт;
- 2 — доставочный горизонт;
- 3 — изолирующая перемычка;
- 4 — отсыпанная порода

Закладка камер должна производиться сразу после их отработки и зачистки. На всех сбойках с отработанной камерой устанавливаются изолирующие перемычки. Конкретное место их установки определяется локальным проектом на отработку и закладку камеры, но не ближе 2 м от очистного пространства. Возможна установка деревянных, бетонных (железобетонных) перемычек, а также металлических и насыпных перемычек из отбитой породы.

Так, в практике рудников Учалинского ГОКа наибольшее распространение нашли бетонные перемычки. Рекомендуется применять

бетонные перемычки, имеющие различную форму (в плане): прямолинейную, треугольную и полигональную (рис. 3.3).

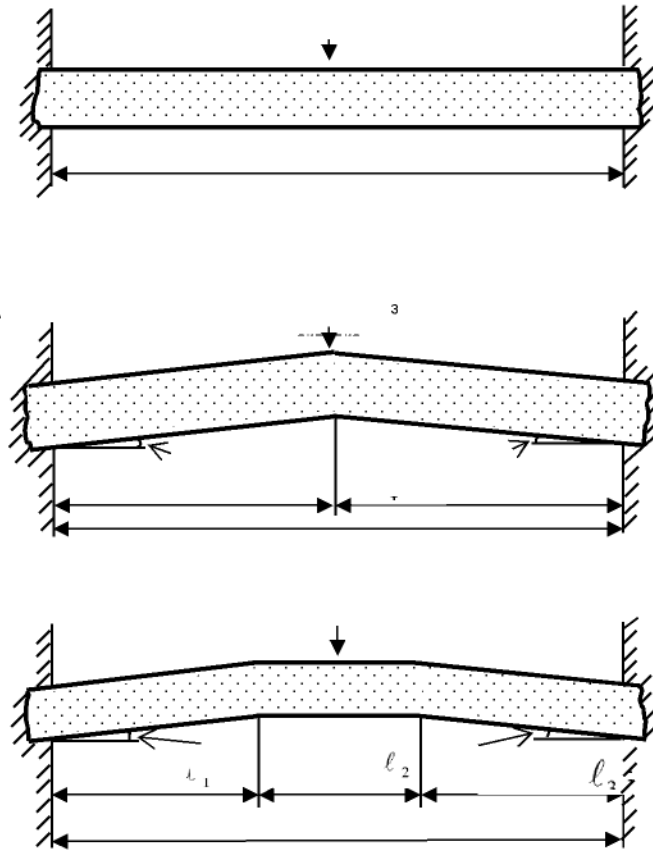


Рисунок 3.3.  
Форма изолирующих перемычек в плане:  
а) прямолинейная  
б) треугольная  
в) полигональная

Перемычки прямоугольной формы наиболее просты в возведении, однако в них возникают значительные растягивающие напряжения, которые снижают устойчивость твердеющих перекрытий. Перемычки полигональной и треугольной формы предпочтительны, так как в них, при установке в выработке равного сечения, в теле перемычки образуются минимальные растягивающие напряжения, переходящие в напряжения сжатия.

Для повышения интенсивности развития горных работ закладочные работы в камерах необходимо производить в минимально короткие сроки. Это позволяет исключить самопроизвольное обрушение кровли и стенок отработанной камеры, а также повысить температуру закладочного массива в период его твердения за счет выделения тепла при гидратации вяжущего в составе закладочной смеси [146-148]. Твердение массива при повышенной

температуре существенно ускоряет процесс набора прочности закладочного массива и позволяет получить более высокую прочность к моменту его обнажения горными выработками [137,199].

Для обеспечения безопасности горных работ при подаче закладки по скважине в изолированное выработанное пространство должны быть предусмотрены дополнительные скважины для выпуска вытесняемого воздуха. При самотечном режиме транспортирования закладочной смеси сечение воздухоотводящей скважины должно быть равно сечению скважины, подающей смесь, при пневмотранспорте сечение воздухоотводящих скважин должно не менее чем в три раза превышать сечение скважины, подающей закладочную смесь.

Следует также отметить, что особенностью отработки руды в восходящем порядке является то, что к моменту окончания отработки этажа (подэтажа) подсеченный рудный массив вышележащего этажа (подэтажа) будет опираться на закладочный массив отработанного подэтажа. Это требует плотного подбучивания руды в кровле каждой отработанной камеры, так как при неполной закладке (оставлении пустот) происходит оседание подсеченного рудного массива, что влечет снижение прочности налегающего массива при подработке и, соответственно, уменьшение устойчивости очистных выработок в вышележащем массиве горных пород.

С учетом того что твердеющая смесь растекается в выработанном пространстве под углом примерно  $5^\circ$ , а при гидравлической закладке за счет интенсивного выпадения крупных частиц в осадок намытый материал имеет уклон до  $30^\circ$  от точки подачи смеси, необходимо проводить дополнительные мероприятия в период окончания закладки камер. Для этого в кровле закладываемой камеры располагается закрепленная тросовыми анкерами буровая выработка, которая после закладки камеры в последующем используется как доставочная.

При закладке камер первой очереди основной объем камеры заполняется твердеющей смесью, подачу которой останавливают на уровне ниже почвы закладочного горизонта на 1,5 м. Также в подкровельный слой подается твердеющая смесь, которая обеспечивает возможность перемещения самоходной техники. Чтобы исключить возможную недозакладку, особенно в длинных камерах, необходимо производить дополнительную закладку камеры твердеющей смесью путем наращивания трубопровода в закрепленной ранее буровой выработке. При закладке основного объема первичных камер допускается применение бутобетонной закладки при сохранении требуемой прочности закладочного массива.

Для камер II и III очереди, как было ранее определено, при восходящем порядке отработки запасов, чтобы обеспечить достаточно полное заполнение камеры гидрозакладкой, необходимо перемещать точку подачи закладочной смеси по длине камеры. С этой целью после дренажа воды из «прудка» ранее намытого массива закладочный трубопровод наращивают в пределах камеры под защитой закрепленного тросовыми анкерами участка бурозакладочной выработки (рисунок 3.4). Таким образом, путем последовательного наращивания трубопровода заполняют камеру гидрозакладкой до заданного уровня, оставляя место для размещения твердеющей смеси в подкровельном слое.

После дренажа воды из заложенной камеры и уплотнения массива гидрозакладки на ее поверхности формируют подкровельный слой из твердеющей закладки. Так же как и в первичных камерах, необходимо обеспечить плотное подбучивание кровли камеры за пределами бурозакладочной выработки. Верхняя отметка подкровельного слоя во всех камерах должна располагаться на уровне почвы бурозакладочной выработки, чтобы обеспечить возможность ее использования в качестве доставочной выработки при отработке вышележащего горизонта.

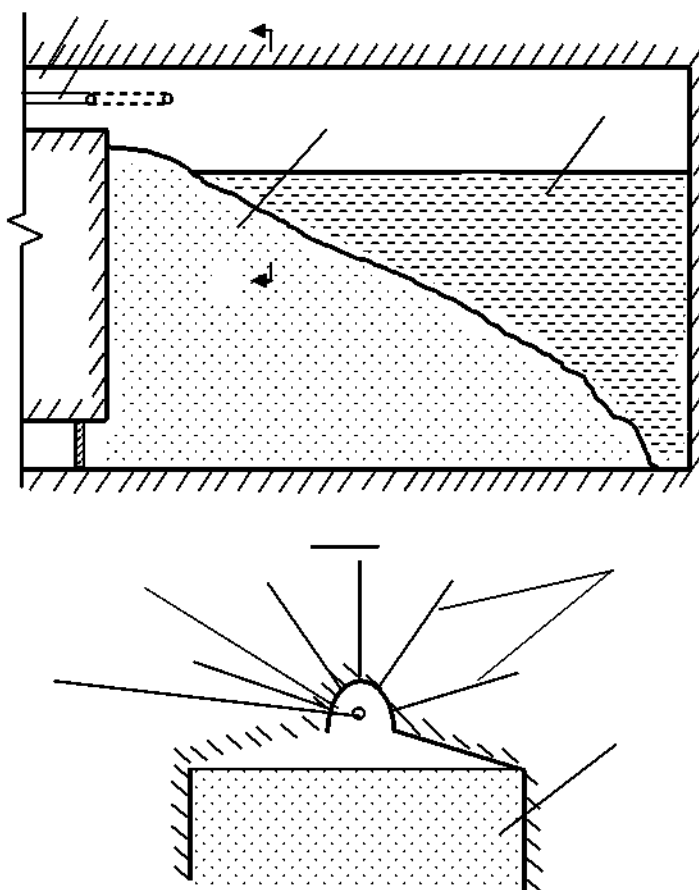


Рисунок 3.4.  
Гидравлическая закладка камер II и III очередей:  
1 — бурозакладочная выработка;  
2 — закладочный трубопровод;  
3 — массив закладки после окончания подачи смеси из трубопровода в точке А;  
4 — «прудок», образующийся при гидрозакладке;  
5 — канатные анкеры;  
Б — точка истечения гидросмеси после наращивания закладочного трубопровода

Анализом циклограмм выполненных работ при отработке запасов месторождения в восходящем порядке системами с комбинированной закладкой установлено, что до 30% времени затрачивается на возведение изолирующих перемычек и твердение в них закладочного массива.

Для сокращения времени возведения изолирующих перемычек были разработаны составы быстротвердеющих бетонов, обеспечивающие единовременную заливку перемычки на высоту до 2 м, тогда как при традиционной технологии она не превышает 1–1,2 м. Причем сокращение времени укладки закладочной смеси в запалубочное пространство обеспечивается использованием пневматического бетоноукладчика типа ШБ, позволяющего готовить смесь и транспортировать ее на значительные расстояния. Анализ проведенных исследований показал, что задействование ускорителей твердения смеси EKOSAL и Stacheplast в количестве,

соответственно, 1 и 0,2% от массы цемента и механизированной укладки бетона обеспечивает сокращение затрат времени на возведение изолирующих перемычек в среднем в два раза. Сменная производительность по формированию перемычки увеличилась с 8 до 16 м<sup>3</sup>/смена (табл. 3.1).

Таблица 3.1. Показатели времени на возведение при традиционной и рекомендуемой технологии

Показатели		Технология:	
		традиционная	рекомендуемая
Состав бетона на 1м <sup>3</sup> , перемычки	Цемент, кг	250	430
	Отсев, кг	1500	1500
	Ускоритель твердения EKOSAL+ Stacheplast	-	EKOSAL — 4,5 кг. Stacheplast-0,86кг.
Толщина перемычки, м		0,5	0,5
Высота единовременной заливки, м		1	2
Способ укладки бетона		ручной	механизированный
Затраты времени на возведение перемычки, сут.		5	2,5

Увеличение прочности твердеющей смеси изолирующих перемычек путем введения ускорителей твердения позволяет внедрить непрерывный цикл заливки основания камеры, что в сравнении с традиционной технологией закладки выработанного пространства, где заливка основания камеры осуществляется послойно на высоту 1–1,5 м, во избежание превышения предельного гидростатического давления на перемычки и разрушения последних обеспечивает снижение срок их возведения минимум вдвое.

Дополнительным решением, направленным на сокращение времени простоя выработок из-за ожидания взрывных работ, является организация двух перерывов в сутки для производства взрывных работ взамен одного. В ходе составления циклограмм проходческого цикла выявлено, что введение двух перерывов в сутки для производства взрывных работ позволит увеличить скорость проходки забоев до 20%. Средняя скорость проходки выработок достигает 6 м/сут. при реализации двухциклического ведения взрывных работ. Применение разработанных технико-организационных решений позволяет сократить сроки подготовки камеры до 30%.

Применению систем разработки с твердеющей закладкой, как правило, свойственно близкое к прямоугольному сечению камер в плане. Отработка пологих рудных тел, имеющих большие площади, характеризуется применением подготовки с разделением запасов на панели и ленты. При этом ориентирование выемочных единиц может быть как по простиранию участка, так и вкрест простирания (рис. 3.5).

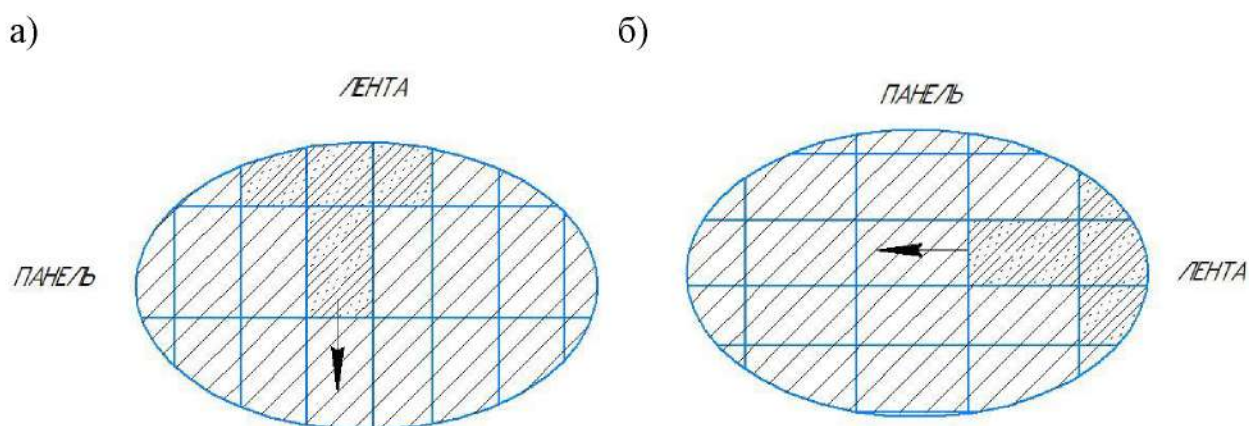


Рисунок 3.5. Схема раскроя залежи и развития горных работ при расположении ленты: а) вкрест простирания; б) по простиранию

Известно, что наибольшей производительности на выемочном участке можно достичь при применении уступной формы развития фронта горных работ. Доказано, что повышения интенсивности отработки участка можно добиться путем расположения камер лентами, что обеспечивает возможность вовлечения в отработку смежной в ленте камеры до окончания срока твердения закладки.

На основе выполненных исследований обоснована схема интенсификации горных работ при освоении мощных крутопадающих месторождений с применением систем разработки с твердеющей закладкой (рис. 3.6).

В основе разработанной схемы развития работ лежит принцип деления рудного тела на панели и ленты при ориентации последних по простиранию залежи.

		ленты					
			10				
			↓				
			16	6	15		
			↓	↓	↓		
			9	5	8		
			↓	↓	↓		
панели		18	12	2	11	17	
		↓	↓	↓	↓	↓	
	14	8	3	1	4	7	13
	↑	↑	↑	↓	↑	↑	↑

Рисунок 3.6. Схема интенсификации горных работ при разработке с применением систем разработки с твердеющей закладкой

Данный порядок отработки камер предполагает уступную форму фронта развития горных работ. Центральная часть фронта развития горных работ отрабатывается с опережением так, чтобы обеспечить возможность ведения горных работ в смежных выемочных единицах. Реализация предложенной схемы горных работ позволяет обеспечить стабилизацию ритмичности рудопотока при отработке месторождения Озерное на 30% за счет увеличения количества камер, находящихся одновременно в очистной выемке (рис. 3.7).

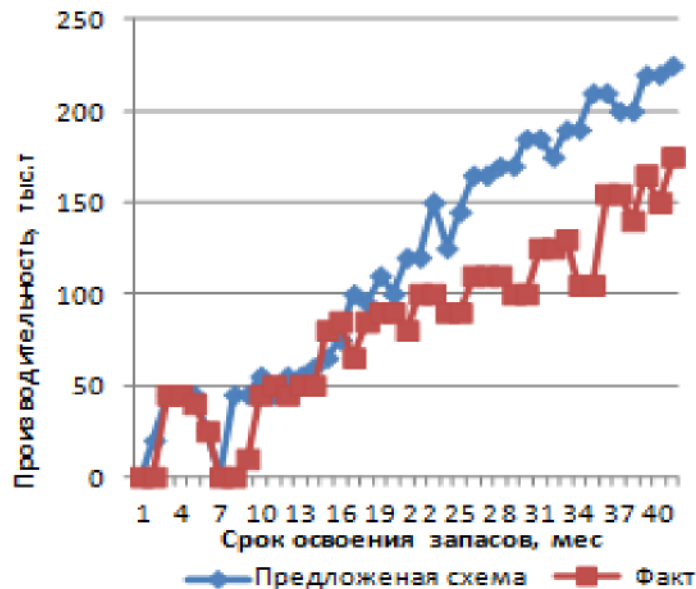


Рисунок 3.7. Характеристика ритмичности рудопотока на примере разработки месторождения Озерное



### 3.2. Оценка влияния способа механизации горных работ при проходке подготовительно-нарезных на интенсивность отработки запасов

Ввиду сокращения в динамике освоения месторождений рудных площадей возникает проблема интенсификации процессов проходки горных выработок. Увеличение скорости проходки подготовительно-нарезных выработок и, как следствие, сокращение затрат времени на подготовку блоков, камер, панелей возможно обеспечить путем оптимизации основных технологических процессов:

- бурения и заряжания шпуров;
- погрузки взорванной породы;
- крепления горных выработок.

Затраты времени на бурение технологических шпуров в забое горной выработки буровыми установками, например, типа Axera DD 310–40 и Boomer 282 рассчитываются по формуле:

$$T_{\text{бур}} = (T_{\text{пз}} + T_{\text{об}} + T_{\text{лп}} + V_{\text{бур}}(t_o + t_v))t_{\text{отд}}, \quad (3.3)$$

где  $T_{\text{пз}}$  — норматив времени на подготовительно-заключительные операции, мин.;  $T_{\text{об}}$  — норматив времени на обслуживание рабочего места, мин.;  $T_{\text{лп}}$  — норматив времени на личные потребности рабочего и перерывы, мин.;  $t_o$  и  $t_v$  — нормативы на выполнение основных и вспомогательных операций при бурении шпуров в забое импортными буровыми установками, мин/пог. м;  $V_{\text{бур}}$  — объем бурения шпуров в забое за цикл, пог. м;  $t_{\text{отд}}$  — норматив времени на отдых, составляющий 7% от основного оперативного времени, мин.

Норма выработки на бурение шпуров в забое, с/см, рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{выр. бур}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}}}{t_o \left(1 + \frac{t_{\text{отд}}}{100}\right) + t_v \left(1 + \frac{t_{\text{отд}}}{100}\right)} \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5, \quad (3.4)$$

где  $T_{\text{см}}$  — продолжительность смены, мин.;  $K_1$  — поправочный коэффициент на бурение шпуров при проведении горизонтальной горной

выработки с диаметром коронки 46 мм;  $K_2$  — поправочный коэффициент при бурении шпуров в одном забое;  $K_3$  — поправочный коэффициент при непрерывном капеже из кровли горной выработки;  $K_4$  — коэффициент одновременности работы бурильных машин: при бурении шпуров одним манипулятором равен 1 (для Ахега DD 310-40), при бурении шпуров двумя манипуляторами равен 0,8 (для Boomer 282);  $K_5$  — количество бурильных машин на бурильной установке.

Исходные данные для расчета норм времени и норм выработки на бурение шпуров в забое наиболее часто применяемыми буровыми установками приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2. Данные для расчета норм выработки на бурение шпуров в забое буровыми установками с одним и двумя перфораторами

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. М.М. Протодеяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Объем бурения на 1 цикл при использовании патронированного ВВ, пог. м	216,6
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места**:	
— $T_{пз}$ , мин. на цикл	22,4
— $T_{об}$ , мин. на смену	43,0
Норматив времени на личные потребности — $T_{лп}$ , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Норматив основного времени при бурении шпуров импортными бур. установками*** ( $t_о$ ), мин/1 пог. м.	3,99
Норматив вспомогательного времени при бурении шпуров импортными бур. установками*** ( $t_в$ ), мин/1 пог. м	0,24
Поправочный коэффициент к нормам выработки и времени на бурение шпуров при проведении горизонтальных горных выработок: диаметр коронки 46 мм (факт. 45))	0,9
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капез воды из кровли непрерывный	0,9
Бурение шпуров двумя манипуляторами	0,8

\* Нормативы времени принимаются средние для указанного диапазона крепости: от 13 до 17.

\*\* Принимается, что за 1 смену проводится 1 цикл работ, поэтому время на цикл и на смену суммируем.

\*\*\* В связи с отсутствием нормативов на производство буровых работ установками типа Boomer, Ахега принимаются нормативы времени на бурение 1 пог. м шпура для установки Меди-бур, SAY-2E.

Затраты времени на цикле бурения 216,6 пог. м шпуров в соответствии с типовым паспортом буровзрывных работ (БВР):

$$T_{\text{бур}} = (22,4 + 43,0 + 10 + (3,99+0,24) * 216,6) * 1,07:60 = 17,7 \text{ часа.}$$

Расчет нормы выработки для буровых станков иностранного производства с одним перфоратором по формуле 2.2:

$$N_{\text{выр}} = \frac{(710 - 96,3 - 43,3)^* - 22,4 - 43,0 - 10}{3,99 (1 + 0,07) + 0,24(1 + 0,07)} * 0,9 * 1,11 * 0,9 * 1 * 1$$

$$= 98,33 \text{ шп. м/см.}$$

Норма выработки для буровых станков иностранного производства с двумя перфораторами, рассчитанная по формуле 2.2, в 1,6 раза выше:

$$N_{\text{выр}} = \frac{(710 - 96,3 - 43,3)^* - 22,4 - 43,0 - 10}{3,99 (1 + 0,07) + 0,24(1 + 0,07)} * 0,9 * 1,11 * 0,9 * 2 * 0,8$$

$$= 157,33 \text{ шп. м / см.}$$

Для расчета в формулу подставляется значение продолжительности смены (710 минут) за вычетом времени, используемого для предсменного медицинского освидетельствования, получения наряда-задания, переодевания, получения фонаря и самоспасателя, спуска в шахту, следования к буровой установке (96,3 мин.) и времени следования к клетки, ее ожидания и подъема (43,3 мин.). Данные показатели были определены по статистической выборке из анализа фонда рабочего времени (ФРВ) по данным рудников Учалинского ГОКа.

Фотографии рабочего времени использовались как наиболее простой и эффективный инструмент для выяснения продолжительности технологических операций, анализа и оптимизации использования рабочего времени на производство работ различного вида. В данном случае ФРВ были сформированы и использованы для определения расхода времени по операциям проходки выработок. Местом проведения замеров на руднике «Узельгинский» являлся горизонт 260 м, «транспортный штрек п. 2 РТ 6».

С целью актуализации нормы выработки для буровых установок импортного производства типа Ахега и Boomer нормы времени и выработки были рассчитаны по методике [218].

На основе результатов хронометража рабочего времени при проходке транспортного штрека рассчитывается техническая производительность бурильной установки по формуле:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60K_{\Gamma}RK_0}{\frac{\alpha L}{V_{\text{H}}(1-e^{-\alpha L})} + \frac{1}{V_{\text{ок}}} + \frac{T_{\text{з}}}{B} + \frac{T_{\text{H}} + T_{\text{зб}}}{L}} \text{ м/час}; \quad (3.5)$$

начальная скорость бурения:

$$V_{\text{H}} = \frac{3A_{\text{y}}z}{d^2f} \text{ м/час}; \quad (3.6)$$

эксплуатационная производительность бурильной установки:

$$Q_{\text{экс}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{оп}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}})K_{\Gamma}RK_0}{\frac{\alpha L}{V_{\text{H}}(1-e^{-\alpha L})} + \frac{1}{V_{\text{ок}}} + \frac{T_{\text{з}}}{B} + \frac{T_{\text{п}} + (T_{\text{H}} + T_{\text{зб}})m}{mL}} \text{ м/смену}. \quad (3.7)$$

Условные обозначения показателей, входящих в формулы 3.5–3.7, результаты и расчет технической и эксплуатационной производительности для буровых установок импортного производства представлены в таблице 3.3.

Таблица 3.3. Результаты расчета затрат времени и производительности станков типа Ахега и Boomer по результатам хронометража на Узельгинском руднике

Обозначение в формуле	Наименование показателя	Значение показателей	
		Ахега	Boomer
K <sub>Г</sub>	коэффициент готовности установки	0,9	0,9
R	количество бурильных машин на бурильной установке, шт.	1	2
K <sub>о</sub>	коэффициент одновременности работы бурильных машин	1	0,8
V <sub>н</sub>	начальная скорость, рассчитанная по формуле 2.4	7,03	6,49
A <sub>у</sub>	энергия удара перфоратора, Дж	1000	1000
z	частота ударов перфоратора, Гц	65	60
d	диаметр шпура, мм	43	43
f	коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	15	15

Окончание таблицы 3.3.

A	показатель снижения скорости бурения	0,02	0,02
L	длина шпура, м	3,9	3,9
V <sub>ох</sub>	скорость обратного хода, м/мин.	5,5	5,5
T <sub>з</sub>	продолжительность замены коронки, мин.	0,85	0,85
B	стойкость коронки на одну заточку, шп. м	40	40
T <sub>н</sub>	продолжительность наведения бурильной головки на очередной шпур, мин.	0,7	0,8
T <sub>зб</sub>	продолжительность забуривания шпура, мин.	1,5	1,5
T <sub>см</sub>	продолжительность смены, мин.	710	710
T <sub>оп</sub>	продолжительность простоев по организационным причинам, мин.	96,3 + 43,3	96,3 + 43,3
T <sub>пз</sub>	продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин.	22,4	22,4
T <sub>об</sub>	время на обслуживание рабочего места, мин.	43,0	43,0
T <sub>лп</sub>	время на личные потребности, мин.	10,0	10,0
T <sub>п</sub>	время перегона из одного забоя в другой (при работе в одном забое принимается равным 0), мин.	0	0
m	число шпуров в забое, шт.	58	58
Q <sub>тех</sub>	техническая производительность, м/час	59,02	90,67
Q <sub>эсп</sub>	эксплуатационная производительность, шп. м/смена	486,92	748,04

С целью определения фактической производительности применяемой техники и расчета норм времени и выработки определены показатели, аналогичные рассчитанным выше, но по усредненным данным хронометража.

Фактические данные (показатели ФРВ) показали значительные потери рабочего времени из-за отсутствия электричества и проведения внеплановых ремонтных работ. Поэтому время простоев принималось во внимание при определении фактической производительности, а для расчета норм выработки это время не учитывалось.

Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности при бурении шпуров в забое буровой установкой Ахега приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4. Исходные характеристики для расчета норм выработки по данным хронометража работы буровой установки Ахега DD 310–40

Показатели	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протодяконова	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места:	
— $T_{ПЗ}$ , мин. на цикл (смену)	207,21
— $T_{ОБ}$ , мин. на смену	143,19
Норматив времени на личные потребности — $T_{ЛП}$ , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Время на технологические перерывы	15,5
Основное время при бурении шпуров импортными бур. установками ( $t_о$ ), мин/1 пог. м	0,96
Вспомогательное время при бурении шпуров импортными бур. установками ( $t_в$ ), мин/1 пог. м	
Время простоя (отсутствие электричества и ремонт буровой установки)	289,58
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капез воды из кровли непрерывный	0,9

С учетом приведенных в таблице 3.4 данных произведен расчет средних затрат времени на осуществление основных и вспомогательных технологических операций при проходке горных выработок, представленный в таблице 1 приложения 1 к диссертации.

Анализ результатов выполнения оценки свидетельствует, что наибольшие затраты времени, которые могут и должны быть оптимизированы, связаны с процессами и операциями, обусловленными необходимостью обеспечения устойчивости выработки путем укрепления массива пород в кровле и стенках выработки.

Расчетная норма выработки по формуле 2.2 с использованием средних результатов хронологии:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 207,21 - 143,19 - 10}{0,96 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 = \mathbf{336,02 \text{ шп. м/см.}}$$

Для сравнения с расчетными показателями технической производительности буровых установок с одной и двумя стрелами норма времени пересчитана в часы и составила при продолжительности проведения работ 5,83 часа, количество шп. метров в час:  $336,02 / 5,83 = 57,64$  шп. м/час.

Фактическая производительность, рассчитанная по формуле 2.2., составила:

$$\begin{aligned} N_{\text{выр}} &= \frac{710 - 207,21 - 143,19 - 15,5 - 10 - 289,58}{0,96 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 \\ &= \mathbf{43,19 \text{ шп. м/см.}} \end{aligned}$$

Количество шп. метров в час с учетом времени простоев составило 7,4 шп. м/час.

Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности буровой установкой Boomer 282 при бурении шпуров в забое представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5. Данные для расчета норма выработки по длинам хронометража для буровой установки Boomer 282

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых пород по шкале проф. Протоdjяконова	13 — 14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14 — 15
Коэффициент крепости для диабазов	15 — 17
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места: — $T_{ПЗ}$ , мин. на цикл (смену)	287,00
— $T_{ОБ}$ , мин. на смену	40,00
Норматив времени на личные потребности — $T_{ЛП}$ , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Основное время при бурении шпуров импортными бур. установками ( $t_o$ ), мин/1 пог. м	2,03
Вспомогательное время при бурении шпуров импортными бур. установками ( $t_b$ ), мин/1 пог. м	
Время простоя (отсутствие электричества и ремонт буровой установки)	195,00
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капeж воды из кровли непрерывный	0,9
Коэффициент одновременности работы бурильных машин	0,8
Количество бурильных машин на бурильной установке	2

Результаты оценки среднего времени на выполнение технологических операций при бурении шпуров Boomer 282 представлены в таблице 2 приложения 1.

По результатам статистической обработки данных хронометрической оценки Boomer 282 нормы выработки составили:



$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00}{2,03 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 0,8 * 2$$

$$= 274,75 \text{ шп. м/см.}$$

В соответствии с этим фактическая производительность буровой установки составила:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00 - 195,00}{2,03 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 0,8 * 2$$

$$= 131,11 \text{ шп. м/см.}$$

Сравнение расчетных норм времени и норм выработки с данными, полученными на основе сведений из ФРВ, свидетельствует о том, что резервы буровых установок использованы не полностью, поэтому расчетная норма выработки ниже, чем определенная по техническим характеристикам установки.

Согласно результатам ФРВ, причинами потерь времени по процессу бурения установкой Ахега DD 310-40 являются вынужденное производство дополнительной зачистки забоя с применением ПДМ.

Это, как правило, может быть вызвано тем, что предыдущая смена не произвела качественную зачистку горной массы; либо в период «пересменки» происходит частичное осыпание пород кровли; или частичное обрушение породы кровли и бортов выработок в процессе бурения шпуров под анкеры или иных работ.

Общие потери времени на зачистку забоя достигают 30 мин.:

- отсутствие электроэнергии. Данный фактор наблюдался в 4 сменах из 18. За счет этого за 4 смены потери времени составили 207 мин.;
- неплановые ремонты буровой установки. Продолжительность непланового ремонта составляет до 550 мин., или 9,2 часа в смену. При этом из 16 фотографий рабочего дня позиция «подготовка буровой установки» была отмечена только в 5 сменах. В остальные смены обслуживание машины не производилось;

- необходимость работы буровой установки в нескольких забоях. Требуются значительные временные затраты на переезд из одной выработки в другую;
- значительные затраты времени на подключение бурильной машины к коммуникациям. Из-за несвоевременного осуществления наращивания коммуникаций в выработках потери времени составляют от 5 до 31 мин.;
- дополнительные затраты времени на «подгон буровой установки к забою». Из-за несогласованности планов на текущую и последующие смены потеря времени составляет от 5 до 25 минут.

Сравнение норм выработки, рассчитанных по данным хронометража, позволяет сделать вывод о недостаточной загрузке буровой установки Woomeг 282 по действующим нормативам и значительных резервах роста производительности.

Кроме того, обработкой результатов хронометража установлены причины потерь времени по процессу бурения шпуров установкой Woomeг 282:

- не в полной мере и не всегда выполняется операция «Приведение забоя в безопасное состояние», что сказывается в целом на безопасности производства работ и вызывает необходимость последующих потерь времени на зачистку почвы;
- отсутствие предсменного осмотра и обслуживания буровой машины. В перечне осуществляемых работ полностью отсутствует предсменный осмотр технического состояния оборудования, что в дальнейшем ведет к росту временных затрат на текущие ремонты;
- высокая продолжительность ремонтов буровых машин в забое. Ремонт буровой установки Woomeг 282 занимает до 310 минут, или до 5,2 часа в смену.

При анализе затрат времени на зарядание шпуров было учтено, что зарядание ВВ в контуре при проходке выработок производится в основном с помощью установки ЗП-2. При зарядании необходимо выполнить

предварительные работы, затраты времени на которые не входят в норматив, указанный в Постановлении Минтруда от 21.04.1993 № 89: «до начала заряжания забой должны быть подготовлены: шпуры очищены от буровой мелочи, забой хорошо освещен, все оборудование выведено из забоя, трубопроводы ограждены, налажены и проверены средства вентиляции и пылеподавления». Данные для расчета норм выработки на зарядание шпуров установкой ЗП-2 приведены в таблице 3.6.

Таблица 3.6. Данные для расчета норм выработки на зарядание шпуров

Исходные данные	
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протоdjяконова	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиристов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Высота забоя, м	4,6–5
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места при высоте забоя свыше 4 м:	
— Т <sub>пз</sub> + Т <sub>об</sub> , мин. на смену	76,00
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лт</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Общая длина шпуров, 10 м	21,66
Норматив основного времени при зарядании шпуров пневмозарядчиками (ЗП-2) и взрывании зарядов при угле наклона шпура к горизонтали +/-30 град. (t <sub>о</sub> ), мин./10 шп. м	3,75
Норматив вспомогательного времени (t <sub>в</sub> ), мин./10 шп. м	4,06

Норма выработки на зарядание шпуров, шт/см, рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{выр}} = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лт}}}{t_{\text{о}}(1 + T_{\text{отдыха, \%}}) + t_{\text{в}}(1 + T_{\text{отдыха, \%}})} \quad (3.8)$$

В соответствии с исходными данными, представленными в табл. 3.6, норма выработки составляет:

$$\frac{(710 - 96,3 - 43,3) \cdot 60 - 76,00 - 10,00}{3,75(1 + 0,10) + 4,06(1 + 0,10)} = 563,8 \text{ м} \frac{\text{шпура}}{\text{смен}}$$

Данные для расчета нормы выработки на зарядание шпуров установкой ЗП-2, а также фактической производительности установки с учетом хронометража приведены в таблице 3.7.

Таблица 3.7. Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности на зарядание шпуров установкой ЗП-2 по результатам хронометража

Исходные данные	
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протоdjeяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Высота забоя, м	4,6–5
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места при высоте забоя свыше 4 м: — Т <sub>пз</sub> + Т <sub>об</sub> , мин. на смену	69,95
— Т <sub>всп</sub> , мин/смена	14,00
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лт</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Общая длина шпуров, 10 пог. м	21,66
Норматив основного времени при зарядании шпуров пневмозарядчиками (ЗП-2) и взрывании зарядов при угле наклона шпура к горизонтали +/- 30 град. (t <sub>о</sub> ), мин/10 пог. м	4,0
Норматив вспомогательного времени (t <sub>в</sub> ), мин/10 пог. м	0
Время остановки работ на период отключения электроэнергии	51,75

Результаты оценки фактической нормы выработки, полученные по данным хронометража:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 69,95 - 14,00 - 10,00}{4,00 (1 + 0,10) + 0(1 + 0,10)} = 140,1 \text{ п. м. } \frac{\text{шпура}}{\text{смену}}$$

Это свидетельствует, что средняя фактическая норма выработки оказалась в четыре раза ниже норматива. В соответствии с этим фактическая производительность составила лишь

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 113,21 - 14,00 - 10,00 - 51,75}{4,00 (1 + 0,10) + 0(1 + 0,10)} = 130,18 \text{ п. м. } \frac{\text{шпура}}{\text{смену}}$$

Анализ результатов хронометража при зарядании шпуров свидетельствует, что при существующих нормах за счет сокращения времени

простоев имеется резерв по повышению коэффициента использования применяемого оборудования, но это лишь в небольшой степени способно увеличить интенсивность проведения подготовительно-нарезных выработок и время подготовки выемочных единиц.

Значительно больше времени при проходке выработок затрачивается на уборку взорванной породы. Проведение операций по уборке горной массы с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин предусматривает ряд обязательных мероприятий, временные затраты на которые не учитываются в нормах времени, в частности: перед уборкой горной массы (г. м.) необходимо время на увлажнение г. м., дробление негабарита, проведение необходимых коммуникаций, проветривание после взрывания (табл. 3.8).

Таблица 3.8. Данные для расчета норм выработки на уборку горной массы ПДМ с емкостью ковша 5,6 м<sup>3</sup>

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатой смеси по шкале проф. Протодяконова	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Отрыв горной массы за цикл (средний показатель по пяти вариантам), м <sup>3</sup>	65,84
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места, мин.: $T_{ПЗ} + T_{ОБ} = 32 + 18 =$	50
Норматив времени на личные потребности — $T_{ЛП}$ , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Объем горной массы с учетом коэффициента разрыхления 1,6: $65,84 * 1,6$	105,34
Норматив основного времени ковшовых ПДМ: погрузка, разгрузка, движение на погрузку и откатка горной массы ( $t_0$ ), мин/1м <sup>3</sup> горной массы в массиве (0,34 + 0,1 + 0,89)	1,33
Норматив вспомогательного времени ковшовых ПДМ (емкость ковша 5,6 м <sup>3</sup> ) ( $t_B$ ), мин/1 пог. м	0,60

Затраты времени на производство работ при объеме породы, извлекаемой за цикл, 65,84 м<sup>3</sup>, составляет:

$$(50 + 10 + (1,33+0,60) * 65,84) * 1,10:60 = 3,33 \text{ часа}$$

В соответствии с этим норма выработки на уборку породы за цикл проходки:

$$N_{\text{выр}} = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}}}{t_o(1 + T_{\text{отдыха, \%}}) + t_v(1 + T_{\text{отдыха, \%}})} \quad (3.9)$$

В соответствии с данными таблицы 3.8 и расчетами продолжительности процесса уборки породы ПДМ с емкостью ковша 5,6 м<sup>3</sup> норма выработки на уборку горной массы составляет:

$$N_{\text{выр}} = \frac{(710 - 96,3 - 43,3) - 50 - 10}{1,33(1 + 0,1) + 0,6(1 + 0,1)} = 240,75 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Данные для оценки фактической производительности ПДМ САТ 24 по результатам хронометража рабочей смены приведены в таблице 3 приложения 1 и ПДМ ЛН 514 и ЛН 621 — в таблице 4 приложения 1.

Исходные данные для расчета фактической нормы выработки и фактической производительности при уборке горной массы ПДМ САТ 24 с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> при длине доставки от забоя 200 м представлены в таблице 3.9.

Таблица 3.9. Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности при уборке горной массы ПДМ САТ 24 с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> при длине транспортирования 200 м

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатой брикетной смеси по шкале проф. Протоdjяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиристов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Отрыв горной массы за цикл, м <sup>3</sup>	54
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: T <sub>пз</sub>	137,29
Время на обслуживание рабочего места, мин.: T <sub>об</sub>	109,93
Время на проведение дополнительных вспомогательных операций (перемещение ПДМ и вспомогательные работы), мин.: T <sub>всп</sub>	117,25

Окончание таблицы 3.9.

Норматив времени на личные потребности — $T_{лп}$ , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Объем горной массы с учетом коэффициента разрыхления 1,6: $62,1 * 1,6$	<b>86,4</b>
Основное время ковшовых ПДМ: погрузка, разгрузка, движение на погрузку и откатка горной массы ( $t_o$ ), мин/1 м <sup>3</sup> горной массы в массиве (при длине транспортирования 200 м)	2,69
Вспомогательное время ковшовых ПДМ (емкость ковша 5,6м <sup>3</sup> ) ( $t_b$ ), мин/1 пог. м	0
Время простоев	80,04

В соответствии с данными табл. 3.9 расчет фактической нормы выработки ПДМ на уборку горной массы производится по формуле:

$$N_{\text{выр}} (L=200\text{м}) = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}} - T_{\text{всп}}}{t_o(1+T_{\text{отдыха,\%}}) + t_b(1+T_{\text{отдыха,\%}})} \quad (3.10)$$

$$N_{\text{выр}} (L=200\text{м}) = \frac{710 - 137,29 - 109,93 - 10 - 117,25}{2,69 * (1 + 0,1)} = \mathbf{113,39 \text{ м}^3/\text{смену}}$$

В соответствии с этим фактическая производительность ПДМ с учетом простоев исчисляется по формуле:

$$N_{\text{выр}} (L=200\text{м}) = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}} - T_{\text{всп}} - T_{\text{простоя}}}{t_o(1+T_{\text{отдыха,\%}}) + t_b(1+T_{\text{отдыха,\%}})} \quad (3.11)$$

$$N_{\text{выр}} (L=200\text{м}) = \frac{710 - 137,29 - 109,93 - 10 - 117,25 - 80,04}{2,69 * (1 + 0,1)} = \mathbf{86,34 \text{ м}^3/\text{смену}}$$

Аналогичные расчеты проведены при уборке горной массы ПДМ САТ 24 с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> при длине транспортирования 150 м (табл. 3.10).

Таблица 3.10. Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности ПДМ САТ 24 с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> при длине транспортирования 150 м

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протодяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
<b>Отрыв горной массы за цикл, м<sup>3</sup></b>	<b>54</b>
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: Т <sub>пз</sub>	137,29
Время на обслуживание рабочего места, мин.: Т <sub>об</sub>	109,93
Время на проведение дополнительных вспомогательных операций (перемещение ПДМ и вспомогательные работы), мин.: Т <sub>всп</sub>	117,25
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лп</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Объем горной массы с учетом коэффициента разрыхления 1,6: 62,1 * 1,6	<b>86,4</b>
Основное время ковшовых ПДМ: погрузка, разгрузка, движение на погрузку и откатка горной массы (t <sub>о</sub> ), мин/1 м <sup>3</sup> горной массы в массиве (при длине транспортирования 150 м)	1,56
Вспомогательное время ковшовых ПДМ (емкость ковша 5,6 м <sup>3</sup> ) (t <sub>в</sub> ), мин./1 пог. м	0
Время простоев	80,04

В соответствии с данными таблицы 3.10 норма выработки САТ 24 на уборку породы при длине доставки 150 м составит:

$$N_{\text{выр}}(L=200\text{м}) = \frac{710 - 137,29 - 109,93 - 10 - 117,25}{1,56 * (1 + 0,1)} = \mathbf{195,06 \text{ м}^3/\text{смену}}$$

При этом фактическая производительность:

$$N_{\text{выр}}(L=150\text{м}) = \frac{710 - 137,29 - 109,93 - 10 - 117,25 - 80,04}{1,56 * (1 + 0,1)} = \mathbf{148,89 \text{ м}^3/\text{смену}}$$

Исходные данные для ПДМ с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> для LH621 при длине транспортирования 1000 м представлены в таблице 3.11.



Таблица 3.11. Данные для расчета нормы выработки при уборке горной массы ПДМ с емкостью ковша 6 м<sup>3</sup> по данным хронометража для LH621 при длине транспортирования 1000 м

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатой смеси по шкале проф. Протодяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
<b>Отрыв горной массы за цикл, м<sup>3</sup></b>	<b>54</b>
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: T <sub>ПЗ</sub>	118,75
Время на обслуживание рабочего места, мин.: T <sub>ОБ</sub>	57,92
Время на проведение дополнительных вспомогательных операций (перемещение ПДМ и вспомогательные работы), мин.: T <sub>ВСП</sub>	90,83
Норматив времени на личные потребности — T <sub>ЛП</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Основное время ковшовых ПДМ: погрузка, разгрузка, движение на погрузку и откатка горной массы (t <sub>о</sub> ), мин/1 м <sup>3</sup> горной массы в массиве	3,06
Вспомогательное время ковшовых ПДМ (емкость ковша 6 м <sup>3</sup> ) (t <sub>в</sub> ), мин/1 пог. м	0

Для указанных в таблице 3.11 фактический норматив выработки:

$$N_{\text{выр}} (L=150\text{м}) = \frac{710 - 118,79 - 57,92 - 90,83 - 10}{3,06 * (1 + 0,1)} = 128,49 \text{ м}^3/\text{смену}$$

Исходные данные для расчета нормы выработки при уборке горной массы ПДМ LH514 с емкостью ковша 5,4 м<sup>3</sup> при длине транспортирования 1000 м представлены в таблице 3.12.

Таблица 3.12. Уборка горной массы ПДМ LH514 с емкостью ковша 5,4 м<sup>3</sup> по данным хронометража при длине транспортирования 1000 м

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых пород по шкале проф. Протодяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
<b>Отрыв горной массы за цикл, м<sup>3</sup></b>	<b>54</b>
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: Т <sub>пз</sub>	118,75
Время на обслуживание рабочего места, мин.: Т <sub>об</sub>	57,92
Время на проведение дополнительных вспомогательных операций (перемещение ПДМ и вспомогательные работы), мин.: Т <sub>всп</sub>	90,83
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лп</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	10
Основное время ковшовых ПДМ: погрузка, разгрузка, движение на погрузку и откатка горной массы (t <sub>о</sub> ), мин/1м <sup>3</sup> горной массы в массиве (при длине транспортирования 150 м)	4,03
Вспомогательное время ковшовых ПДМ (емкость ковша 6м <sup>3</sup> ) (t <sub>в</sub> ), мин/1 пог. м	0

Норма выработки:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 118,79 - 57,92 - 90,83 - 10}{4,03 * (1 + 0,1)} = 97,56 \text{ м}^3/\text{смену}$$

Таким образом, согласно результатам хронометража по процессу «уборка горной массы» самоходной техникой установлено:

– ежесменное техническое обслуживание машины САТ 24 проводится не каждую смену. После смены обслуживание оборудования проводилось лишь в двух случаях с продолжительностью 7 мин., что требует дополнительного обоснования и оптимизации;

– имеют место значительные затраты времени на перемещение машины по забоям;

– в более чем 40% случаев проведения замеров в течение смены возникает необходимость в ремонтных работах, продолжительность которых достигала 1 часа и более;

– при длине транспортирования 1000 метров (эффективная длина транспортирования для ПДМ составляет 250 м). Для повышения эффективности использования ПДМ целесообразно рассмотреть использование комплекса «ПДМ + автосамосвал»;

– в фотографиях рабочего времени зафиксированы случаи нарушения требований по устранению загрязнений ПДМ в ходе проходки. Помывка оборудования по факту проводилась только в 75% случаев после каждой смены;

– расчеты показали, что имеются резервы сокращения затрат времени на уборку горной массы ПДМ в среднем не менее чем на треть от общей продолжительности операции.

Набрызг-бетонирование производится преимущественно «сухим» способом с помощью установок типа БМ, СБ, Aliva, а также подобными установками на базе автомобилей КамАЗ или МоАЗ.

В соответствии с типовым паспортом крепления и управления кровлей толщина наносимого слоя при набрызг-бетонировании должна составлять 4 см. Однако на практике толщина может достигать и 6 см в случае нанесения набрызг-бетона на металлическую сетку или армокаркас. Поэтому при проведении исследований нормы выработки рассчитывались на толщину слоя 3, 4, 5 и 6 см.

Исходные данные для расчета норм выработки на безопалубочное набрызг-бетонирование машинами БМ-60 при толщине слоя 3 см по нормативной документации приведены в таблице 3.13.

Таблица 3.13. Данные для расчета норм выработки на безопалубочное набрызг-бетонирование подготовительно-нарезных выработок машинами БМ-60

Показатели	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатой брикетной смеси по шкале проф. Протодяконова	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: $T_{пз}$	27,3
Время на обслуживание рабочего места, мин.: $T_{об}$	7,7
Удельный расход времени на вспомогательные операции ( $T_{в}$ ): открывание камеры и загрузка сухой смесью, закрывание камеры, включение и выключение машины, оборка заголов и промывание водой поверхности выработки перед нанесением бетонной смеси, наращивание трубопровода к месту нанесения смеси: мин/м <sup>2</sup> — при толщине слоя 3 см (до 4 см) — при толщине слоя 4 см (4,1–5,0 см) — при толщине слоя 5 см (5,1–6,0 см) — при толщине слоя 6 см (6,1–7,0 см)	1,66 1,83 2,0 2,24
Основное время $T_0$ : нанесение бетонной смеси на поверхность выработки, мин/м <sup>2</sup> — при толщине слоя 3 см (до 4 см) — при толщине слоя 4 см (4,1–5,0 см) — при толщине слоя 5 см (5,1–6,0 см) — при толщине слоя 6 см (6,1–7,0 см)	0,42 0,56 0,78 0,94
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	20

Оценка нормы на крепление подготовительно-нарезных выработок набрызг-бетоном производится по формуле:

$$N_{\text{выр}} = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}} - T_{\text{всп}}}{t_0(1 + T_{\text{отдых, \%}}) + t_v(1 + T_{\text{отдых, \%}})} \quad (3.12)$$

При толщине слоя набрызг-бетона 3 см норма выработки составила:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 96,3 - 43,3 - 27,3 - 7,7}{0,42 * (1 + 0,2) + 1,66 * (1 + 0,2)} = 214,16 \frac{\text{м}^2}{\text{смену}};$$

Аналогичным образом производится расчет норм выработки при толщине слоя набрызг-бетонирования 4, 5 и 6 см:

Нормы выработки составили:

— при толщине слоя 4 см:

$$H_{\text{выр}} = \frac{710 - 96,3 - 43,3 - 27,3 - 7,7}{0,56 * (1 + 0,2) + 1,83 * (1 + 0,2)} = \mathbf{186,68} \frac{\text{м}^2}{\text{смену}};$$

— при толщине слоя 5 см:

$$H_{\text{выр}} = \frac{710 - 96,3 - 43,3 - 27,3 - 7,7}{0,78 * (1 + 0,2) + 2,0 * (1 + 0,2)} = \mathbf{160,30} \frac{\text{м}^2}{\text{смену}};$$

— при толщине слоя 6 см:

$$H_{\text{выр}} = \frac{710 - 96,3 - 43,3 - 27,3 - 7,7}{0,94 * (1 + 0,2) + 2,24 * (1 + 0,2)} = \mathbf{140,16} \text{ м}^2/\text{смену}$$

Как показал анализ выполненных расчетов, при увеличении толщины слоя с 3 до 6 см нормы выработки на смену уменьшаются на 34,5%, с 214,16 до 140,16 м<sup>2</sup> /смена, что представляет весьма высокий фактор.

Расчет расхода материала на 1 цикл набрызг-бетонирования производился в соответствии со следующими исходными данными:

- 1) объем бункера для сухой смеси: 4 м<sup>3</sup>;
- 2) толщина слоя набрызг-бетона: 4–5 см;
- 3) отскок набрызг-бетона от стенок и кровли выработок: 30%;
- 4) удельный вес сухой смеси 1,8 т/м<sup>3</sup>;
- 5) соотношение смеси к воде Т: В = 1:0,22;
- 6) плотность бетона 2,2 т/м<sup>3</sup>.

Количество готовой смеси за 1 цикл работы установки составляет:

$$4\text{м}^3 * 1,8\text{т/м}^3 * 1,22 = 8,79 \text{ т готовой смеси}$$

Количество бетона с учетом потерь на отскок:

$$8,8 \text{ т} * (1 - 0,3) = 6,16 \text{ т}$$

$$6,16 \text{ т} : 2,2 \text{ т/м}^3 = 2,8 \text{ м}^3$$

Общая площадь закрепления набрызг-бетоном за 1 цикл равен:

$$2,8 \text{ м}^3 : 0,04 = 70 \text{ м}^2$$

Данные для расчета нормы выработки при безопалубочном набрызг-бетонировании горных выработок машинами БМ-60 при толщине слоя 4 см по данным ФРВ представлены в таблице 3.14.

Таблица 3.14. Данные для расчета фактической нормы выработки по результатам приведенного хронометража при безопалубочном набрызг-бетонировании горных выработок машинами БМ-60 с толщиной слоя 4 см

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протоdjeяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиров	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Время на подготовительно-заключительные работы, мин.: Т <sub>пз</sub>	115,5
Время на обслуживание рабочего места, мин.: Т <sub>об</sub>	50,0
Вспомогательные операции: открывание камеры и загрузка сухой смесью, закрывание камеры, включение и выключение машины, оборка заголов и промывание водой поверхности выработки перед нанесением бетонной смеси, наращивание трубопровода к месту нанесения смеси и Основное время Т <sub>о</sub> — нанесение бетонной смеси на поверхность выработки: мин/м <sup>2</sup>	3,53
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	20

Выборка результатов фотографии рабочего ФРВ по набрызг-бетонированию в течение 1 цикла при проходке подготовительно-нарезных выработок приведена в таблице 5 приложения 1.

Таким образом, фактическая производительность установки БП-60 при возведении набрызг-бетонной кровли толщиной 4 см по данным хронометража составила:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 115,5 - 50}{3,53 * (1 + 0,2)} = 128,54 \text{ м}^2/\text{смену},$$

что на 45% ниже нормативного значения.

Причинами этого явилось:

- нарушение требований регулярного технического обслуживания и и мытья техники;
- существенное превышение нормативных показателей времени на обслуживание: 50 мин. по данным хронометража вместо 7,7 мин. по нормативу;
- превышение фактического времени выполнения основной операции: фактическое удельное время на нанесение набрызг-бетонной крепи составило 3,45 мин/м<sup>2</sup>, в то время как по нормативу должно быть 0,42 мин/м<sup>2</sup>, таким образом, среднее превышение составило 8,2 раза.

В целом расчеты показывают, что имеются резервы сокращения затрат времени на возведение набрызг-бетонной крепи не менее чем на 67%.

Рассматривая временные затраты на крепление выработок самозакрепляющейся анкерной крепью (СЗА), необходимо отметить отсутствие в нормативной документации норм времени на установку крепи с использованием анкеров СЗА. Поэтому в исследованиях выполнено сравнение норм выработки на крепление в сравнении с анкерным креплением с использованием железобетонных штанг.

Для крепления кровли и бортов выработок с помощью СЗА рассматривались те же самые бурильные установки Ахега DD 310–40 и Воомег 282, что и для бурения технологических шпуров под ВВ. Исходные данные для расчета норм выработки и фактической производительности при бурении шпуров под СЗА буровой установкой Ахега DD 310–40 представлены в таблице 3.15.

Таблица 3.15. Данные для расчета норм выработки и фактической производительности при бурении шпуров под СЗА буровой установкой Ахега DD 310–40

Показатели	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых пород по шкале проф. Протодяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места:	
— Т <sub>пз</sub> , мин. на цикл (смену)	207,21
— Т <sub>об</sub> , мин. на смену	158,69
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лп</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Основное время при бурении шпуров импортными бур. установками (t <sub>о</sub> ), мин/1 пог. м	1,29
Вспомогательное время при бурении шпуров импортными бур. установками (t <sub>в</sub> ), мин/1 пог. м	0
Время простоя (отсутствие электричества и ремонт буровой установки)	289,58
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капез воды из кровли непрерывный	0,9

Расчет нормы выработки с использованием фактических данных производится по формуле:

$$N_{\text{выр}} = \frac{T_{\text{смены}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{лп}}}{t_o(1 + T_{\text{отдых, \%}}) + t_v(1 + T_{\text{отдых, \%}})} \quad (3.13)$$

В соответствии с данными табл. 3.15 норма выработки на установке самозакрепляющихся анкеров должна составлять:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 207,21 - 158,69 - 10}{1,29(1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 = 241,86 \text{ шп. м/смену.}$$

По результатам хронометражных наблюдений фактическая производительность по установке СЗА составила:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 207,21 - 158,69 - 289,58 - 10}{1,29(1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 = 32,23 \text{ шп. м/смену,}$$

что ниже нормативного значения в 7,5 раза.

Аналогичные расчеты проведены для условий бурения шпуров под СЗА в кровле выработки буровой установкой Boomer 282 (табл. 3.16).



Таблица 3.16. Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности буровой установки Boomer 282

Показатели	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протоdjeяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места:	
— Т <sub>пз</sub> , мин. на цикл (смену)	287,00
— Т <sub>об</sub> , мин. на смену	40,00
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лп</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Основное время на установку СЗА импортными бур. установками (t <sub>о</sub> ), мин/1 шт.	2,69
Вспомогательное время при бурении шпуров импортными бур. установками (t <sub>в</sub> ), мин/1 пог. м	0
Время простоя (ремонт буровой установки)	195,0
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капeж воды из кровли непрерывный	0,9
Коэффициент одновременности работы бурильных машин	0,8
Количество бурильных машин на бурильной установке	2

Норма выработки с использованием фактических данных:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00}{2,69 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 2 * 0,8$$

$$= 207,0 \text{ шп. м./смену}$$

Фактическая производительность по результатам хронометража составила:

$$N_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00 - 195,00}{2,69 (1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 2 * 0,8 = 98,79 \text{ шп. м/смену}$$

Таким образом, хронометражные исследования выявили более низкую производительность буровой установки по возведению анкеров СЗА по сравнению с техническими возможностями в 2,1 раза.

Практика показывает, что время, затрачиваемое на бурение шпуров в кровле и в борту выработки различно. Поэтому для процесса бурения шпуров под СЗА в борту выработки также были рассчитаны нормы времени.

Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности при бурении шпуров под СЗА в борту выработки приведены в таблице 3.17.

Таблица 3.17. Данные для расчета нормы выработки и фактической производительности на бурение шпуров под СЗА в борту выработки буровой установкой Boomer 282

Исходные данные	Значение показателей
Коэффициент крепости для взрывчатых веществ по шкале проф. Протодяконова*	13–14
Коэффициент крепости для кварц-плагиоклазовых липоритов порфиритов	14–15
Коэффициент крепости для диабазов	15–17
Норматив времени на подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места:	
— Т <sub>пз</sub> , мин. на цикл (смену)	287,00
— Т <sub>об</sub> , мин. на смену	40,00
Норматив времени на личные потребности — Т <sub>лп</sub> , мин. на смену	10
Норматив времени на отдых, % от оперативного (основного и вспомогательного) времени	7
Основное время на установку СЗА импортными бур. установками (t <sub>б</sub> ), мин/1 шт.	1,31
Вспомогательное время при бурении шпуров импортными бур. установками (t <sub>в</sub> ), мин/1 пог. м	0
Время простоя (ремонт буровой установки)	195,0
При бурении шпуров в забое 1 раз в смену	1,11
Капез воды из кровли непрерывный	0,9
Коэффициент одновременности работы бурильных машин	0,8
Количество бурильных машин на бурильной установке	2

Норма выработки для бурения шпуров под СЗА в борту выработки с применением Boomer 282 составила:

$$H_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00}{2,69(1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 2 * 0,8 = 425,85 \text{ шп. м./смену}$$

Фактическая производительность буровой установки по данным хронометража составила:

$$H_{\text{выр}} = \frac{710 - 287,00 - 40,00 - 10,00 - 195,00}{1,31(1 + 0,07) + 0(1 + 0,07)} * 1,11 * 0,9 * 2 * 0,8 = 203,22 \text{ шп. м./смену}$$

Проведенные расчеты показали, что для повышения интенсивности горных работ при проходке подготовительно-нарезных выработок имеются существенные резервы сокращения затрат времени.

Для выбора технологических операций, занимающих наибольший удельный вес в структуре затрат времени на их осуществление и большой резерв повышения производительности, все результаты выполненных расчетов и хронометражных наблюдений сведены в табл. 3.18.

Таблица 3.18. Сводные нормативные показатели времени на выполнение технологических операций и производительности при проходке выработок

Наименование операции	Вид механизации	Ед. измерения	Норма времени и норма выработки по Постановлению Минтруда № 89	Норма времени, нормы выработки по результатам хронометража	Фактическая производительность с учетом времени простоев по данным хронометража
Бурение шпуров в забое	Ахета DD 310-40	$\frac{\text{мин}}{\text{шп. м}}$	-----	$\frac{0,96}{336,02}$	$\frac{0,96}{43,19}$
		$\frac{\text{шп. м}}{\text{смену}}$	486,92	57,64	7,4
Бурение шпуров в забое	Boomer 282	$\frac{\text{мин}}{\text{шп. м}}$	-----	$\frac{2,03}{274,75}$	$\frac{2,03}{131,11}$
		$\frac{\text{шп. м}}{\text{смену}}$	748,04	44,31	21,15
Бурение шпуров под СЗА	Ахета DD 310-40	$\frac{\text{мин}}{\text{шп. м}}$		1,29	1,29
		$\frac{\text{шп. м}}{\text{смену}}$		241,86	32,23
Бурение шпуров под СЗА в кровле	Boomer 282	$\frac{\text{мин}}{\text{шп. м}}$		2,69	2,69
		$\frac{\text{шп. м}}{\text{смену}}$		207,0	98,79
Бурение шпуров под СЗА в борту	Boomer 282	$\frac{\text{мин}}{\text{шп. м}}$		1,31	1,31
		$\frac{\text{шп. м}}{\text{смену}}$		425,85	203,22
Заряжание	ЗП-2	$\frac{\text{мин.}}{10 \text{ пог. м}}$	7,81	4,0	4,0
		$\frac{10 \text{ пог. м}}{\text{смену}}$	56,38	140,01	111,84
Уборка горной массы (при длине транспортирования 200 м)	САТ 24	$\frac{\text{мин}}{1 \text{ м}^3 \text{ г. м. в}}$	1,93	2,69	2,69
		$\frac{\text{массиве}}{\text{м}^3 / \text{смену}}$	240,75	113,39	86,34
Уборка горной массы (при длине транспортирования 150 м)	САТ 24	$\frac{\text{мин}}{1 \text{ м}^3 \text{ г. м. в}}$		1,56	1,56
		$\frac{\text{массиве}}{\text{м}^3 / \text{смену}}$		195,06	148,89
Уборка горной массы (при длине транспортирования 1000 м)	ЛН 621	$\frac{\text{мин}}{1 \text{ м}^3 \text{ г. м. в}}$		3,06	--
		$\frac{\text{массиве}}{\text{м}^3 / \text{смену}}$		128,49	--
Уборка горной массы (при длине транспортирования 1000 м)	ЛН 514	$\frac{\text{мин}}{1 \text{ м}^3 \text{ г. м. в}}$		4,03	--
		$\frac{\text{массиве}}{\text{м}^3 / \text{смену}}$		97,56	--
Набрызг-бетонирование (4 см) БМ на базе КамАЗ	КамАЗ	$\frac{\text{мин}}{\text{м}^2}$	2,39	3,53	
		$\frac{\text{м}^2}{\text{смену}}$	186,68	128,54	

Сравнение значений технической и фактической эксплуатационной производительности при реализации различных технологических операций позволяет сделать вывод, что имеются резервы сокращения временных затрат на 45–150%, что позволит сократить продолжительность подготовки камер в блоках и панелях в 1,5–2 раза.

В результате анализа нормативных и фактических показателей технологических процессов построена столбчатая диаграмма производительности, демонстрирующая отставание показателей, полученных хронометражем, от нормативных показателей, рассчитанных исходя из горно-геологических условий и характеристик применяемого оборудования (рис.3.8).

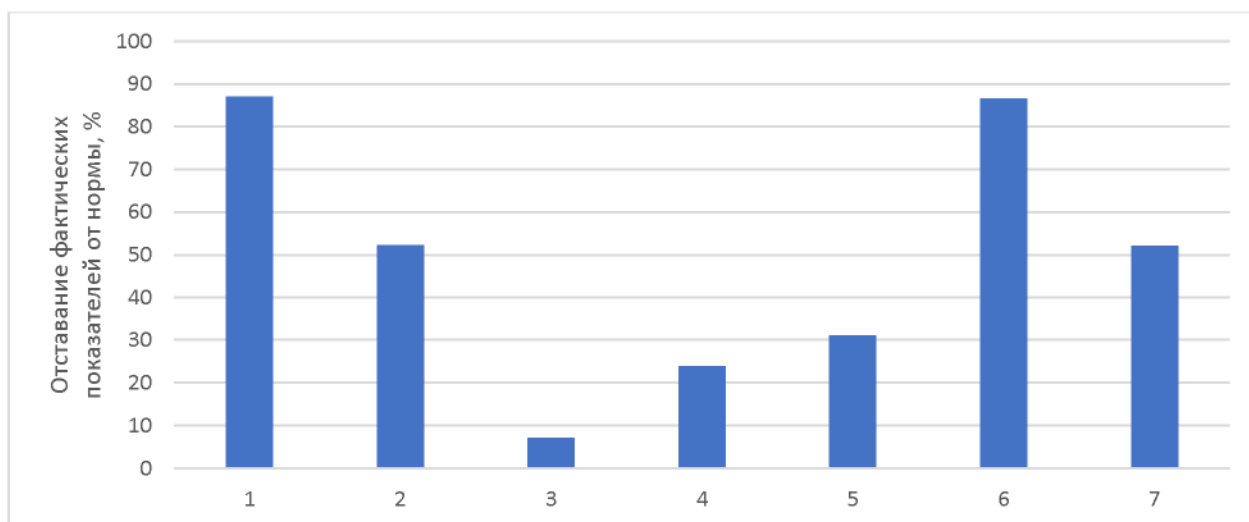


Рисунок 3.8. Отставание фактических показателей от нормативных для следующих технологических процессов: 1 — подготовка к бурению установкой с одним перфоратором, 2 — бурение установкой с одним перфоратором; 3 — зарядание шпуров; 4 — уборка горной массы; 5 — крепление набрызг-бетоном; 6 — установка СЗА буровой установкой с двумя перфораторами; 7 — установка СЗА буровой установкой с одним перфоратором

Из полученной диаграммы видно, что отставание от нормативных показателей практически в два раза проявляется в процессе бурения и установки СЗА буровой установкой с одним перфоратором. Кроме того, исследования показали, что снижение плеча откатки с 200 до 150 м увеличивает производительность лишь на 1%, при этом увеличение объема

горной породы, вмещаемой в ковш ПДМ, способно увеличить производительность более чем на 5%. Отставание фактических показателей от нормативных в процессе нанесения набрызг-бетона составило 30% и продолжает расти при увеличении слоя покрытия.

Таким образом, наиболее емким технологическим процессом в вопросе отставания фактической производительности от нормативной имеет процесс бурения и установки СЗА.

### **3.3. Исследование влияния способа возведения анкерной и комбинированной крепи на скорость возведения подземных выработок**

Как показали результаты хронометража операций по возведению анкерной крепи, используемая в настоящее время на многих рудниках технология крепления горных выработок железобетонными штангами (ЖБШ) характеризуется значительными затратами времени на крепление. После обуривания в шпур вводят раствор бетона, затем в него устанавливается арматурный стержень. Для прочного закрепления ЖБШ в шпуре с момента установки штанги необходимо выделять время для набора бетоном несущей способности. Для бетонов, используемых в железобетонной анкерной крепи, нормативный срок твердения бетона составляет 5 часов для цементных растворов и 24 часа для цементно-песчаных. В период набора несущей способности железобетонных штанг с целью безопасности запрещается в закрепленных выработках производство каких-либо работ, что приводит к снижению скорости их проведения. Технология крепления железобетонной анкерной крепью имеет ряд недостатков, таких как обыгрывание и вывалы пород вокруг анкеров из-за невыполнения требований по установке крепи, применение дополнительного оборудования для заполнения шпуров твердеющим раствором, низкая скорость крепления горных выработок.

Усложнение горно-геологических условий разработки рудных месторождений привело к тому, что традиционные способы крепления горных выработок не обеспечивают требуемые скорости проходки, необходимый срок

службы и безопасное состояние выработок, становятся все более дорогостоящими и трудоемкими, не соответствуют требованиям интенсификации освоения месторождений.

Большие временные затраты на установку анкерной крепи снижают скорость проведения выработок в среднем на 20–25%. Снижения затрат времени на крепление горных выработок возможно добиться путем применения самозакрепляющейся анкерной крепи ввиду простоты их установки и включения в работу сразу после введения в шпур, не дожидаясь твердения бетонной смеси.

Самозакрепляющаяся анкерная крепь представляет собой конструкцию из элементов, размещаемых по периметру сечения выработки, закрепляющихся в породах за счет упругих свойств металла.

С целью определения условий применения самозакрепляющейся анкерной крепи для интенсификации проходки горных выработок были проведены испытания на Узельгинском подземном руднике. Целью испытаний было определение затрат времени на установку анкера и оценка возможного сокращения временных затрат при проведении подготовительно-нарезных выработок.

Места проведения опытно-промышленных испытаний:

- транспортный штрек 100/140 м (категория устойчивости IIIв) на северо-запад от МТ 2922 по борту выработки,
- шламоотстойник гор. 140 м (категория устойчивости IVб) от МТ 2985 на север по кровле и бортам выработки,
- вентиляционная выработка р. т. 4 (категория устойчивости IVа) от МТ 2985 на запад по кровле и бортам выработки.

По результатам проведения испытаний время на установку одного анкера СЗА с подготовительно-заключительными работами составило 3–5 минут.

На основании испытаний была определена сравнительная структура затрат времени на выполнение основных технологических операций крепления железобетонными штангами и самозакрепляющимися анкерами (рис. 3.9).

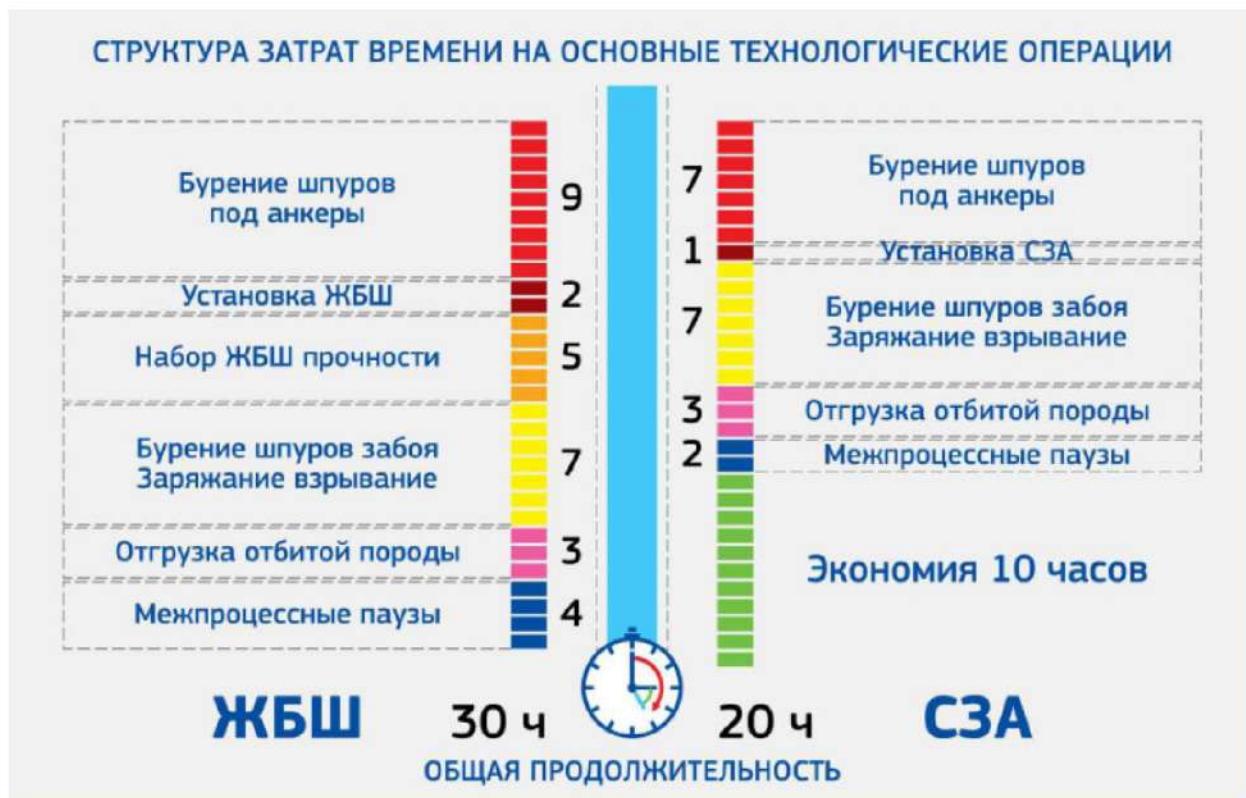


Рисунок 3.9. Структура затрат времени на выполнение основных технологических операций при креплении анкерами ЖБШ (слева) и СЗА (справа)

Доказано, что переход с технологии крепления ЖБШ на технологию крепления анкерами СЗА с применением бурильных машин приводит к увеличению скорости проходки подготовительно-нарезных выработок с 84 до 126 пог. м/мес. Время подготовки блока размером 30x50 м снизилось на 19 дней — на 33%.

На Сибайском подземном руднике проведены исследования целесообразности замены арочной металлической крепи из спецпрофиля СВП и усиленной комбинированной крепи из железобетонных анкеров и набрызг-бетона, армированного металлической сеткой, с их установкой вручную на усиленную комбинированную крепь с использованием самозакрепляющихся

анкеров и применением самоходных бурильных установок с целью интенсификации подготовительно-нарезных работ и ускорения ввода новых камер в отработку.

Крепление забоя арочной металлической крепью производится вслед за подвиганием выработки. Отставание крепи от забоя регламентируется паспортом крепления. Элементы крепи собираются на почве выработки под защитой ранее возведенной крепи. Собранный рама ставится на подготовленное место в выработке согласно паспорту крепления. Каждая рама устанавливается перпендикулярно продольной оси выработки и раскрепляется продольными стяжками к последней раме крепления. Данная технология крепления характеризуется высокими временными, трудовыми и материальными затратами.

Для сокращения непроизводительных простоев забоев и повышения безопасности работ, связанных с возведением железобетонной анкерной и металлической арочной крепи, было предложено пересмотреть технологию крепления горных выработок. Снижения затрат времени на крепление горных выработок возможно добиться путем применения самозакрепляющейся анкерной крепи. Данный вид крепи характеризуется простотой установки и включением анкера в работу сразу после введения в шпур, что позволяет сократить время простоя забоев за счет отсутствия времени на набор несущей способности и тем самым увеличения скорости проведения выработки.

Для сравнения арочной металлической и усиленной комбинированной крепей необходимо создать схожие условия поддержания горного массива. При креплении горных выработок арочной металлической крепью расчетная погонная нагрузка распределяется по всему периметру арки. При креплении усиленной комбинированной крепью часть нагрузки воспринимается самозакрепляющимися анкерами (в т. ч. опорной плитой), а площадь между анкерами поддерживается армокаркасами, на которые в последующем



наносится набрызг-бетонное покрытие, за счет чего создается монолитная железобетонная конструкция.

Для определения параметров рамной и комбинированной крепи разработана расчетная схема оценки погонной нагрузки. Исходя из рассчитанной погонной нагрузки производится выбор типоразмеров арочной металлической или определение параметров СЗА — длины анкеров, расстояния между анкерами. Схема расчета параметров усиленной комбинированной крепи с использованием самозакрепляющихся анкеров представлена на рисунке 3.10.

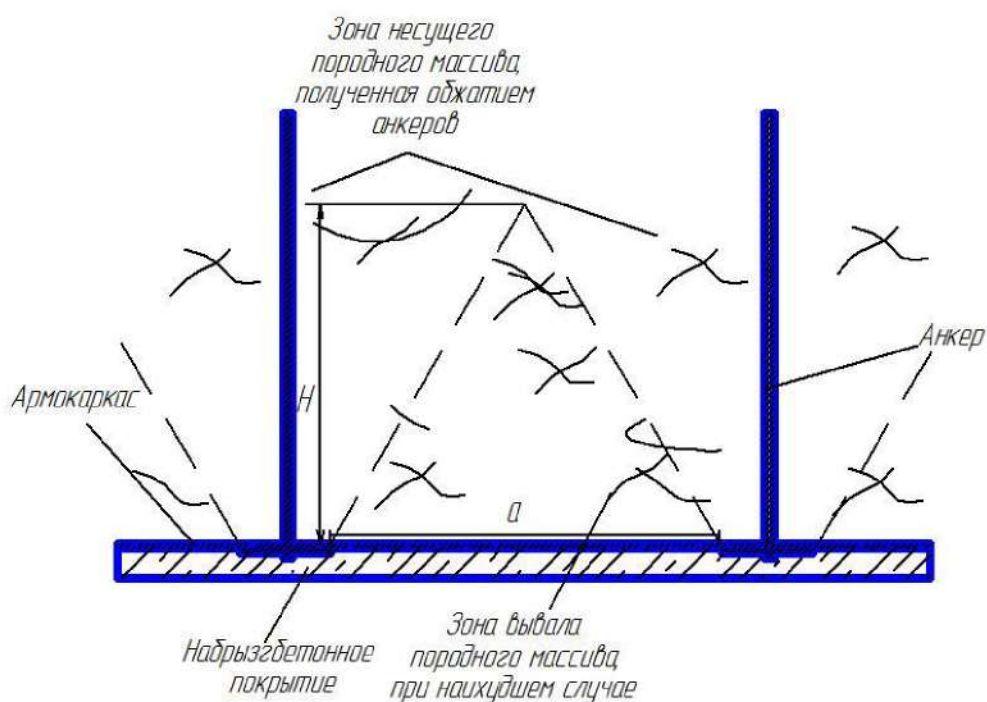


Рисунок 3.10. Схема к расчету усиленной комбинированной крепи с использованием самозакрепляющихся анкеров

При нагружении армокаркаса «пирамидой вывала» основная нагрузка воспринимается цилиндрической втулкой. Исходя из ранее проведенных испытаний элементов конструкции самозакрепляющейся анкерной крепи несущая способность цилиндрической втулки  $q_{вт}$  составляет не менее 5 т. Поэтому нагрузка на армокаркас  $q_B^2$  не должна превышать  $q_{вт}$ . Так как при применении усиленной комбинированной крепи размеры конструктивных элементов известны, то при варьировании значений объемного веса

налегающих руд и пород месторождений Урала рассмотрены возможные нагрузки на армокаркас при сетке штангования 0,9x0,9 м и 1,2x1,2 м. Результаты расчета представлены в таблице 3.19.

Таблица 3.19. Результаты расчета нагрузок на армокаркас при применении усиленной комбинированной крепи с использованием СЗА

Объемный вес руд и пород, т/м <sup>3</sup>	Ширина пирамиды вывала, м, при сетке штангования, м		Высота пирамиды вывала, м, при сетке штангования, м		Объем пирамиды вывала, м <sup>3</sup> , при сетке штангования, м		Нагрузка на армокаркас, т, при сетке штангования, м	
	0,9x0,9	1,2x1,2	0,9x0,9	1,2x1,2	0,9x0,9	1,2x1,2	0,9x0,9	1,2x1,2
	9	2	9	2	9	2	9	2
1,5	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	0,64	1,30
2	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	0,85	1,73
2,5	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	1,06	2,17
3	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	1,27	2,60
3,5	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	1,49	3,03
4	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	1,70	3,46
4,5	0,7	1,0	0,61	0,87	0,42	0,87	1,91	3,90

Так как при сетке штангования 1,2x1,2 м и объемном весе руд 4,5 т/м<sup>3</sup> нагрузка на армокаркас составляет 3,9 тонны, а несущая способность цилиндрической втулки превышает 5 тонн, то, согласно выполненным расчетам, конструкция усиленной комбинированной крепи способна воспринять действующую на нее нагрузку и позволяет безопасно производить работы в горной выработке.

Возведение самозакрепляющейся анкерной крепи и усиленной комбинированной крепи с использованием самозакрепляющихся анкеров в выработках производилось согласно «Методике ОПИ...», утвержденной главным инженером Сибайского филиала ОАО «Учалинский ГОК» с соблюдением общих для всех видов крепи правил и мер предосторожности, изложенных в «Единых правилах безопасности...» и в «Инструкции по возведению...». Условия крепления показаны на рисунке 3.11.

Работы по установке самозакрепляющейся анкерной крепи предусматривали:

- бурение шпуров на глубину, установленную паспортом крепления выработки;
- ввод анкера в шпур на начальном этапе за счет податчика, а на завершающем — перфоратором;
- установка анкера до обеспечения полного прилегания опорной плиты к укрепляемым породам.



а) б)  
Рис. 3.11. Проверка крепления бортов выработки самозакрепляющейся анкерной крепью при сетке штангования: а) 0,7х0,7 м; б) 0,9х0,9 м

Испытаниям подвергались пять анкеров (категория устойчивости пород IVa), два из которых показали несущую способность более 7,5 т (табл. 3.20), на остальных произошел разрыв сварочного шва в местах соединения металлической петли из арматуры и анкера. Сделан вывод о целесообразности применения самозакрепляющейся анкерной крепи с толщиной стенки анкера, равной 2,5 мм, так как он удовлетворяет требованиям пункта 5.1.2.1 технических условий и пункта 5.1.2.1 ГОСТ Р 52042-2003.

Визуальными наблюдениями за опытными участками в процессе проведения опытно-промышленных испытаний технологии крепления подземных горных выработок самозакрепляющейся анкерной и усиленной комбинированной крепью не было выявлено нарушений устойчивости контура выработок. Состояние горных выработок устойчивое (рис. 3.12).



а)

б)

Рис. 3.12. Выработка, закрепленная усиленной комбинированной крепью: а) до нанесения слоя набрызг-бетона; б) после нанесения набрызг-бетона

На основании выполненных исследований определены параметры крепления горных выработок для различных классов устойчивости.

Таблица 3.20. Параметры крепи с использованием СЗА в зависимости от устойчивости горного массива

Характеристика пород и руд по устойчивости	Класс горного массива	Постоянная крепь с применением самозакрепляющегося анкера	
		Вид крепи	Параметры крепи
Весьма устойчивые	I	Не требуется	-
Устойчивые	IIa	Набрызг-бетон по кровле	Толщина набрызг-бетона 1 см
	IIб	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м
	IIв	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле. Набрызг-бетон по кровле	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Набрызг-бетон слоем 2 см
Средней устойчивости	IIIa	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле. Набрызг-бетон по кровле	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Набрызг-бетон слоем 2–3 см
	IIIб	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле и бокам. Набрызг-бетон по кровле и бокам	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Набрызг-бетон слоем 2–3 см
	IIIв	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле и бокам. Армокаркас по кровле. Набрызг-бетон по кровле и бокам	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Набрызг-бетон слоем 3–4 см Армокаркас 0,9×0,9 м

Окончание таблицы 3.20

Слабой устойчивости	IVa	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле и бокам. Армокаркас по кровле. Набрызг-бетон по кровле и бокам	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Армокаркас 0,9х0,9 м Набрызг-бетон слоем 3–4 см
	IVб	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле и бокам. Армокаркас по кровле и бокам. Набрызг-бетон по кровле и бокам	Сетка штангования 0,9×0,9 м Глубина штангования 2 м Армокаркас 0,9х0,9 м Набрызг-бетон слоем 3–4 см
Неустойчивые	Va	Самозакрепляющиеся анкеры по кровле и бокам. Армокаркас по кровле по кровле. Набрызг-бетон по кровле и бокам	Сетка штангования 0,7×0,7 м Глубина штангования 2 м Армокаркас 1,2х1,2 м Набрызг-бетон слоем 4–5 см

Расчет скорости крепления 1 пог. м выработки площадью сечения  $S=19,5$  м<sup>2</sup> производился для следующих видов крепи: арочная металлическая крепь из спецпрофиля СВП; усиленная комбинированная крепь из железобетонных анкеров и набрызг-бетона, армированного металлической сеткой; усиленная комбинированная крепь с использованием самозакрепляющихся анкеров. При расчетах параметров крепи исходили из условия использования следующего оборудования: бурение шпуров — буровая установка «Мономатик 105–40»; навеска сетки УКК и установка СВП ПДМ «Торо-301»; нанесение набрызг-бетона — СБ-67.

Сокращение времени проходки подготовительно-нарезных выработок при переходе от рамного крепления СВП с большой долей ручного труда на механизированную установку анкерной крепи СЗА с армокаркасами в сочетании с набрызг-бетоном составило 48% по сравнению с установкой анкера ЖБШ с сеткой и набрызг-бетоном на усиленную комбинированную крепь СЗА (11%). В таблице 3.21 показаны сравнительная структура и временные затраты на крепление 1 пог. м выработки при различных вариантах крепи.

Таблица 3.21. Сравнительная структура и продолжительность крепления 1 пог. м выработки с применением различных вариантов крепи

№ п/п	Затраты	Единица измерения	Необходимое количество на 1 пог. м выработки
<b>Крепление арочной металлической крепью из спецпрофиля СВП</b>			
1	Работа крепильщиков (2 чел.) на установке рам	час	14
2	Работа машиниста ПДМ на установке рам	час	7
3	Работа ПДМ «Торо-301»	час	7
<b>Крепление усиленной комбинированной крепью из железобетонных анкеров и набрызг-бетона, армированного металлической сеткой</b>			
1	Работа крепильщиков (2 чел.) на установке ЖБШ и навеске сетки УКК	час	5,7
2	Работа крепильщиков (2 чел.) на н/бетоне	час	4,8
3	Работа машиниста ПДМ на установке ЖБШ и навеске сетки УКК	час	5,7
4	Работа ПДМ «Торо-301» на установке ЖБШ и навеске сетки УКК	час	6,3
5	Работа буровой установки «Аксера» (бурение под ЖБШ)	час	2,7
<b>Крепление усиленной комбинированной крепью с использованием самозакрепляющихся анкеров</b>			
1	Работа крепильщиков (2 чел) на н/ бетоне	час	4,8
2	Работа буровой установки «Аксера» (бурение под СЗА)	час	1,98
3	Работа буровой установки «Аксера» (установка СЗА и армокаркаса)	час	2,4

На основании проведенных испытаний рекомендовано в местах, где необходимо устанавливать металлическую арочную крепь (класс горного массива IV, V), применять более технологичную и экономичную крепь — усиленную комбинированную крепь с использованием самозакрепляющихся анкеров.

При обосновании целесообразности применения высокопроизводительных механизированных комплексов крепления выработок набрызг-бетоном в условиях глубоких горизонтов Гайского подземного рудника производился выбор мест расположения бетонорастворного узла (БРУ) для приготовления набрызг-бетонной смеси.

Выбор места расположения бетонорастворного узла в условиях глубоких горизонтов Гайского подземного рудника был осложнен наличием следующих условий:

- значительная рассредоточенность объектов крепления и непостоянство мест их расположения по вертикали и площади горизонтов;
- необходимость доставки значительных объемов компонентов для приготовления смеси;
- значительные расстояния транспортирования готовой смеси в пределах горизонтов 910–1310 м.

Для определения области рационального месторасположения БРУ разработана экономико-математическая модель, учитывающая затраты на доставку компонентов смеси для набрызг-бетона до БРУ и транспортирование готовой смеси автобетоносмесителями по имеющимся горным выработкам до места проведения работ по креплению. В качестве исходных данных для имитационного моделирования использовались:

- объемы крепления горных выработок в пределах гор. 910–1310 м согласно календарному плану строительства Гайского подземного рудника на 2014–2024 годы;
- объемы смеси для набрызг-бетона;
- состав смеси для набрызг-бетона и расход компонентов для ее приготовления в условиях подземного рудника;
- затраты на транспортирование компонентов смеси различными видами транспорта, их перегрузку в пунктах перевалки;
- стоимость доставки готовой бетонной смеси при помощи подземного миксера.

Задачей имитационного моделирования являлось определение оптимального месторасположения БРУ в условиях глубоких горизонтов Гайского подземного рудника (гор. 910–1310 м) путем минимизации затрат на доставку требуемого количества компонентов смеси и затрат на транспортирование готовой смеси для набрызг-бетона до места проведения работ по креплению горных выработок. В основу разработанной экономико-

математической модели положено решение статической транспортной модели в сетевой постановке.

Математическая модель решения задачи по определению оптимального расположения БРУ представляется в виде целевой функции, минимизирующей суммарные затраты на транспортировку готовой смеси для набрызг-бетона и ее компонентов

$$F = \sum_1^N (q_{k.c.,i} * p_i) + \sum_i^N (q_{г.с.,i} * p_i) \rightarrow \min \quad (3.14)$$

Для решения поставленной задачи была сформирована транспортная сеть, представляющая собой множество элементов двух типов:

- 1) вершины  $i = 1, 2, 3, \dots, N$  транспортной сети, где  $i$  — номер вершины,  $N$  — количество вершин. Каждой вершине соответствует величина потока  $q_i$  ( $q_{k.c.,i}$  — величина потока компонентов смеси,  $q_{г.с.,i}$  — величина потока готовой смеси для набрызг-бетона). Положительное значение  $q_i$  соответствует поставщикам потока, отрицательное значение  $q_i$  — потребителям потока.
- 2) дуги  $i, j$  транспортной сети, где  $i$  — номер начальной вершины дуги,  $j$  — номер конечной вершины. Начало и конец дуги определяется направлением движения потока величиной  $q_{i,j}$  по дуге. Каждая дуга транспортной сети характеризуется потенциалом  $p_{i,j}$ . Потенциал дуги  $i, j$  в рамках решаемой задачи определяется:

$$p_{i,j} = C_{i,j} + C_j, \quad (3.15)$$

где  $C_{i,j}$  — затраты на перемещение готовой смеси или ее компонентов по дуге  $i, j$ ,  $C_j$  — затраты на перегрузку в вершине  $j$ .

В общем случае каждая дуга  $i, j$  транспортной сети обладает двумя потенциалами: потенциал  $p_{i,j}$  соответствует затратам при движении потока от вершины  $i$  к вершине  $j$ ; потенциал  $p_{j,i}$  соответствует затратам при движении потока в обратном направлении. В транспортной сети существуют маршруты  $S_{i,j}$  между любыми двумя вершинами  $i, j$ . Маршрут  $S_{i,j}$  представляет собой последовательность дуг  $i_1, j_1, \dots, i_n, j_n$ . Каждой вершине  $i$ , принадлежащей дуге



маршрута, соответствует потенциал  $p_i$ , равный сумме потенциалов дуг от начальной вершины до  $i$ -й вершины.

Апробация разработанной экономико-математической модели производилась для условий глубоких горизонтов Гайского подземного рудника. Объемы крепления согласно календарному плану строительства на 2014–2024 гг. представлены в табл. 3.22. Суточная потребность в смеси для набрызг-бетона для 2014–2024 гг. представлена в табл. 3.23.

Таблица 3.22. Объемы работ по проходке и креплению горных выработок в период 2014–2024 гг. в пределах гор. 910÷1310 м Гайского подземного рудника

Капитальное строительство на гор., м	Объем работ, м <sup>3</sup>	Длина выработок, м	Требуемый объем смеси для набрызг-бетона, м <sup>3</sup>
910	41263	2093,4	1273,4
990	24268	1157,1	694,3
1070	49351	2599,8	1559,9
1150	28171	1100,0	613,1
1230	42894	2158,2	1294,9
1310	85578	4097,3	2458,4
ПНР	Объем добычи, тыс. т	Длина выработок, м	Требуемый объем смеси для набрызг-бетона, м <sup>3</sup>
910-990	16000	33142,9	19885,7
1150-1230	28000	58000,0	34800,0
1230-1310	11300	23407,1	14044,3

Таблица 3.23. Суммарные суточные объемы смеси для набрызг-бетона, необходимые для крепления капитальных и подготовительно-нарезных выработок для гор. 910–1310 м Гайского подземного рудника

Период строительства Гайского подземного рудника, годы	Суммарные объемы смеси, м <sup>3</sup> /сут.
2014	16,6
2015	18,7
2016	19,7
2017	19,5
2018	18,9
2019	20,8
2020	20,6
2021	21,7
2022	21,7
2023	21,3
2024	21,0

Анализ календарного плана строительства Гайского подземного рудника показал, что наибольшая потребность в работах по креплению набрызг-бетоном в течение периода 2014–2024 гг. сосредоточена (рис 3.13):

а) на этаже 910–990 м в связи с его доработкой;

б) на строительстве и последующей подготовке к добыче запасов этажей 1150–1230 и 1230–1310 м.

Запасы этажей 990–1070 и 1070–1150 м в проекте на разработку Гайского месторождения в период 2014–2024 гг. предполагается использовать в виде целика с последующей их отработкой.

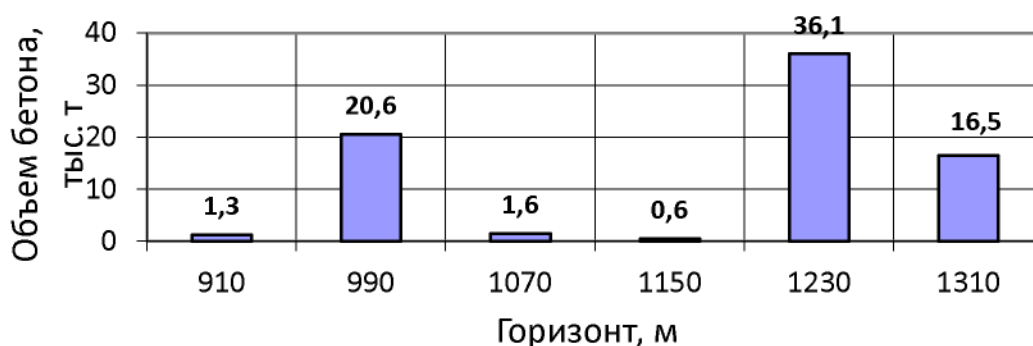


Рисунок 3.13. Объемы потребления смеси для набрызг-бетона на Гайском подземном руднике в период 2014–2024 гг.

В имитационном моделировании транспортирование готовой смеси для набрызг-бетона предполагалось осуществлять по эксплуатируемым наклонным съездам с величиной уклона  $i = 10\%$ , расстояние транспортирования в пределах горизонтов 910–1310 м показано на рис. 3.14.

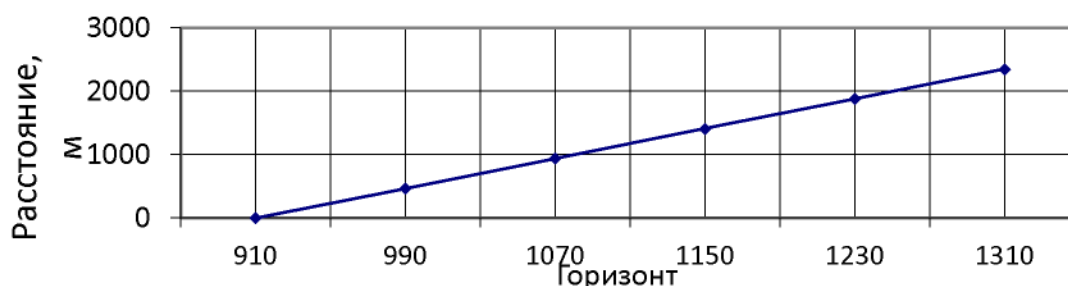


Рисунок 3.14. Расстояние транспортирования готовой смеси для набрызг-бетона по наклонному съезду Гайского подземного рудника

При математическом имитационном моделировании было проработано шесть вариантов размещения БРУ на горизонтах 910, 990, 1070, 1150, 1230,

1310 м. В каждом варианте размещения БРУ предусматривалось полное обеспечение потребностей в объемах смеси для крепления горных выработок согласно плану строительства Гайского подземного рудника. Толщина слоя при креплении набрызг-бетоном была принята 0,05 м. Доставка смеси до места проведения работ осуществлялась автобетоносмесителем УТИМЕС. Стоимость 1 часа работы автобетоносмесителя УТИМЕС принята, по данным рудника, 1683 руб/ч.

Результаты имитационного экономико-математического моделирования процесса транспортирования бетона и его компонентов для различных вариантов размещения БРУ приведены на рис. 3.15.

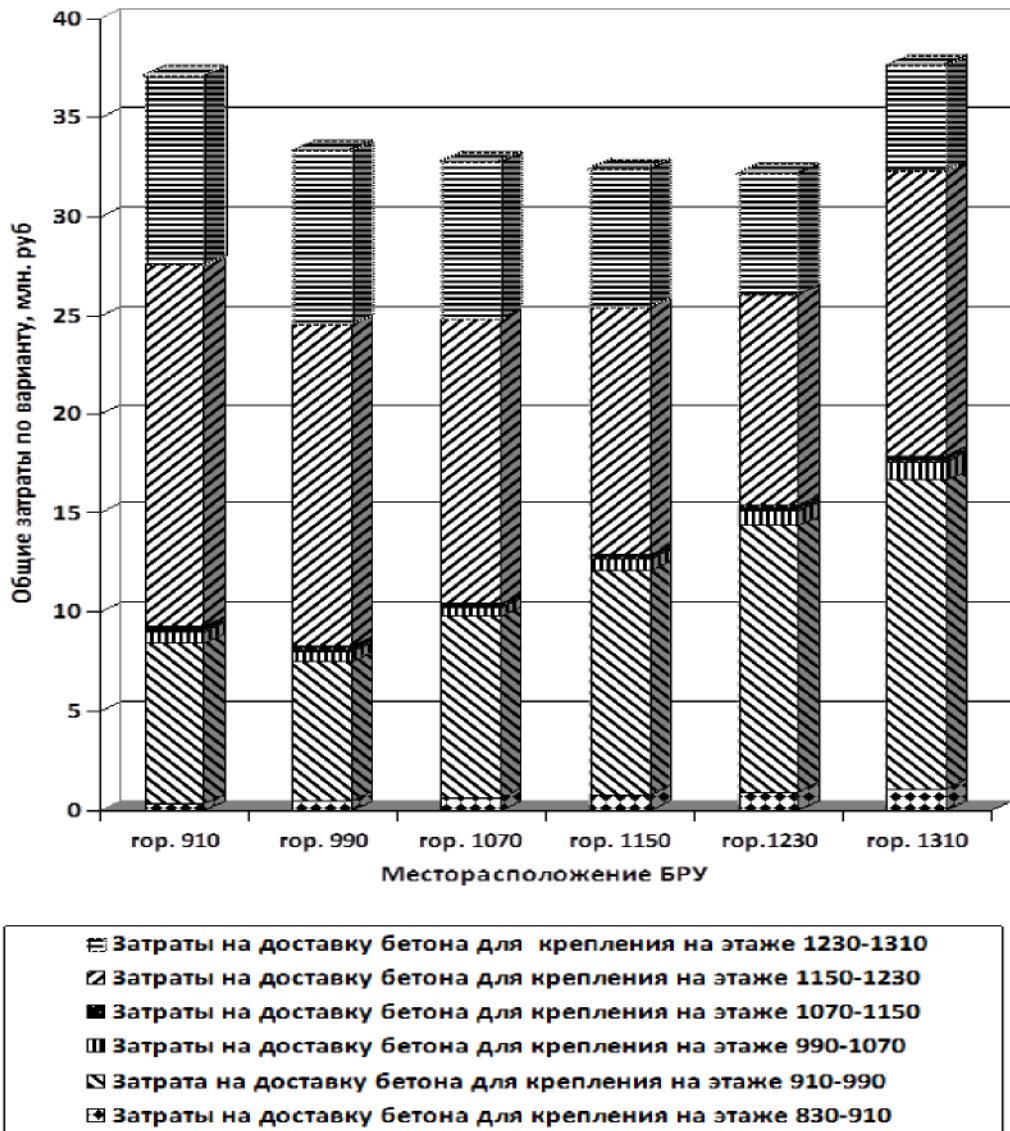


Рисунок 3.15. Затраты на транспортирование готовой смеси для крепления набрызг-бетоном для различных вариантов размещения БРУ

Наиболее предпочтительным вариантом размещения БРУ с точки зрения минимума затрат на транспортирование готовой смеси для набрызг-бетона явился рекомендованный вариант размещения БРУ на горизонте 1230 м. Ввиду существующей необходимости обеспечения требуемой производственной мощности руководством рудника принято решение о приостановке работ по вводу в эксплуатацию горизонтов 1230 и 1310 м с увеличением интенсивности освоения запасов в пределах этажей 830–1070 м. Поэтому расположить БРУ в настоящий момент рекомендовано на горизонте 990 м. Данный вариант позволяет обеспечить с минимальными затратами на транспортирование бетона работы по креплению горных выработок как на вышележащих, так и на нижерасположенных горизонтах.

При рассмотрении вариантов месторасположения БРУ производство работ по креплению горных выработок предполагается производить имеющимся механизированным комплексом в составе установки SPRAYMEC и двух автобетоносмесителей UTIMES. Для обеспечения заданного объема крепления согласно календарному плану строительства Гайского подземного рудника построены циклограммы работы механизированного комплекса, позволяющие с учетом места расположения БРУ, времени транспортирования готовой смеси и количества автобетоносмесителей оценить производительность комплекса, а также определить коэффициенты использования оборудования во времени.

Максимальный объем автобетоносмесителя UTIMES, по данным завода-изготовителя, составляет 4–4,3 м<sup>3</sup>, при имитационном моделировании фактический объем перевозимой смеси принят 3 м<sup>3</sup> для снижения динамических нагрузок на автобетоносмеситель, а также поддержания его ресурса и технически исправного состояния с учетом необходимости движения автобетоносмесителя по наклонным съездам.

Объем смеси 3 м<sup>3</sup>, доставляемый одним автобетоносмесителем, на основании произведенных расчетов позволяет установке SPRAYMEC

закрепить 5 м выработки сечением 14–16 м<sup>2</sup>, время крепления составило 20 мин. Допустимое отставание работ по креплению от работ по проходке горных выработок на Гайском подземном руднике составляет 30 м. Выработка крепится на длину 20 метров (с отставанием на 10 м от проходческих работ). Для крепления 20 м подземной выработки сечением 14–16 м<sup>2</sup> требуется бетонная смесь объемом 12 м<sup>3</sup>. В работе не учитывалось время на перемещение установки для крепления от одного забоя до другого. Под одним циклом работы механизированного комплекса понимается крепление выработок слоем толщиной 0,05 м смесью для набрызг-бетона объемом 3 м<sup>3</sup>, доставляемой до места проведения работ одним автобетоносмесителем.

После окончания работ по креплению горной выработки и перед подъездом следующего автобетоносмесителя предусмотрен технологический перерыв в работе продолжительностью 5 мин., необходимый на перемещение установки по креплению, подвод и подключение коммуникаций, выполнение технологических операций. Также в начале или конце рабочей смены предусмотрен технологический перерыв продолжительностью 0,5 часа на обслуживание и подготовку к работе оборудования механизированного комплекса.

Результаты анализа полученных циклограмм работы механизированного комплекса представлены в таблице 3.24.

При использовании механизированного комплекса, состоящего из установки для крепления и одного автобетоносмесителя, максимальное количество циклов работы составило 12, что соответствует объемам крепления 600 м<sup>2</sup> горной выработки. Данная производительность механизированного комплекса возможна при расстояниях доставки бетона до 200 м. Дальнейшее увеличение расстояния доставки смеси для набрызг-бетона одним автобетоносмесителем значительно снижает производительность комплекса. Так, при увеличении расстояния до  $L = 500$  м объемы крепления составляют 550 м<sup>2</sup>, при расстоянии  $L = 1000$  м — 400 м<sup>2</sup>,

при расстоянии  $L = 2000 \text{ м} — 300 \text{ м}^2$ . Использование механизированного комплекса с одним автобетоносмесителем при больших расстояниях нецелесообразно, так как при коэффициенте использования во времени установки за смену ниже 0,3 использование установки для крепления не окупает затрат.

При использовании механизированного комплекса, состоящего из установки по креплению и двух автобетоносмесителей, максимальная производительность комплекса составляет  $750 \text{ м}^2$  за смену. Данное значение максимальной производительности комплекса ограничено производительностью установки для крепления и необходимостью осуществления технологических перерывов в работе комплекса. Производительность комплекса  $750 \text{ м}^2$  в смену достигается при доставке бетона для крепления на расстояние до 1500 м. При этом на малых расстояниях транспортировки бетона (до 750 м) наблюдается значительный простой автобетоносмесителей в ожидании окончания разгрузки предыдущего автобетоносмесителя (до 3,6 часа в смену).

Максимальное использование оборудования механизированного комплекса, состоящего из торкрет-машины и двух автобетоносмесителей, достигается при расстояниях транспортировки бетона 1000–2000 м при производительности комплекса  $600–750 \text{ м}^2$  в смену, при этом коэффициенты использования во времени торкрет-машины составляют 0,71–0,57, а автобетоносмесителей — 0,8–0,91. Простои оборудования при данном использовании механизированного комплекса минимальны. Расстояние транспортировки 1000–2000 м позволяет доставлять готовую смесь для крепления не только в пределах горизонта расположения БРУ, но и на соседние горизонты.

При транспортировании готовой смеси на расстояние свыше 2500 м в работе механизированного комплекса наблюдается значительное снижение производительности вследствие больших простоев установки для набрызг-бетонирования в ожидании доставки готовой смеси автобетоносмесителями.

Таблица 3.24. Показатели работы механизированных комплексов в зависимости от длины транспортирования бетонной смеси от пункта загрузки миксера до места производства работ при использовании:

а) 1 уст. для крепл. SPRAYMEC + 1 автобетоносмеситель УТИМЕС										
Расстояние, м	200	500	750	1000	1500	2000	2500	3000	3500	
t цикла, мин.	31	35	41	45	55	65				
Количество циклов за смену 7 ч.	12	11	9	8	7	6				
Количество смеси, м³	36	33	27	24	21	18				
Объемы крепления, м²/смену	600	550	450	400	350	300				
Кэфф-т использ. уст. для крепл.	<b>0,57</b>	<b>0,52</b>	<b>0,43</b>	<b>0,38</b>	<b>0,33</b>	<b>0,28</b>				
Кэфф-т использ. миксера	<b>0,86</b>	<b>0,92</b>	<b>0,88</b>	<b>0,85</b>	<b>0,91</b>	<b>0,93</b>				
Простой уст. для крепл., ч/смену	<b>2,5</b>	<b>2,8</b>	<b>3,5</b>	<b>2,8</b>	<b>4,1</b>	<b>4,5</b>				
Простой миксера, ч/смену	<b>0,5</b>	<b>0,08</b>	<b>0,41</b>	<b>0,5</b>	<b>0,16</b>	<b>-</b>				
б) 1 уст. для крепл. SPRAYMEC + 2 автобетоносмесителя УТИМЕС										
Расстояние, м	200	500	750	1000	1500	2000	2500	3000	3500	
t цикла, мин	56	60	66	70	85	95	105	115	125	
Количество циклов за смену 7 ч.	15	15	15	15	14	12	10	8	8	
Количество смеси, м³	45	45	45	45	42	36	30	24	24	
Объемы крепления, м²/смену	750	750	750	750	700	600	600	400	400	
Кэфф-т использ. уст. для крепл.	<b>0,71</b>	<b>0,71</b>	<b>0,71</b>	<b>0,71</b>	<b>0,67</b>	<b>0,57</b>	<b>0,47</b>	<b>0,38</b>	<b>0,38</b>	
Кэфф-т использ. миксера	<b>0,55</b>	<b>0,63</b>	<b>0,73</b>	<b>0,8</b>	<b>0,75</b>	<b>0,92</b>	<b>0,9</b>	<b>0,8</b>	<b>0,9</b>	
Простой уст. для крепл., ч/смену	<b>1,5</b>	<b>1,5</b>	<b>1,5</b>	<b>1,5</b>	<b>1,8</b>	<b>2,5</b>	<b>3,1</b>	<b>3,8</b>	<b>3,8</b>	
Простой миксера, ч/смену	<b>3,6</b>	<b>2,1</b>	<b>1,4</b>	<b>0,91</b>	<b>0,1</b>	<b>-</b>	<b>0,25</b>	<b>0,83</b>	<b>0,17</b>	

Таким образом, на основе выполненных расчетов определены условия наиболее интенсивного выполнения работ по проходке и креплению горных выработок на больших глубинах: применение усиленной комбинированной крепи на основе СЗА, металлической сетки и торкрет-бетона с перемещением его от стационарного комплекса до торкрет-бетонной установки автосамосвалами на расстояние не более 2000 м.

### 3.4. Изучение влияния конструкции, видов и параметров крепи на интенсивность очистных работ

Изучение видов, конструкций и параметров крепи проводилось для обоснования способов и параметров крепления подготовительно-нарезных выработок и очистных заходок, принимаются выработки с параметрами, указанными в таблице 3.25.

Таблица 3.25. Параметры горно-подготовительных, нарезных и очистных выработок Корбалихинского рудника АО «Сибирь-Полиметаллы»

№ п/п	Наименование выработки	Для проходки выработок с применением самоходного оборудования		
		Сечение, м <sup>2</sup>	Ширина вчерне, м	Высота вчерне, м
<i>Подготовительные</i>				
1	Транспортный уклон, слоевой заезд	16	4,3	4
<i>Нарезные</i>				
2	Разрезной орт	16	4,3	4
<i>Очистные</i>				
3	Заходка	16	4,3	4

Для разработки технических решений и выявления путей интенсификации проведения и крепления указанных в таблице 3.24 горных выработок с учетом рекомендаций «Руководства по выбору типа и параметров крепления горных выработок на Корбалихинском руднике» выделены характерные горно-геологические условия Корбалихинского месторождения:

- Надрудная толща представлена: лавами, лавобрекчиями, реже туфами базальтовых порфиритов с редкими прослоями аргиллитов, алевролитов,



кремнистых пород. Вся толща неравномерно карбонатизирована, гематизирована и хлоритизирована). В основном породы устойчивы с категориями нарушенности горного массива II — III, в основном II.

- Рудовмещающая толща выполнена ритмично переслаивающимися туфами кислого состава, туффитами, туфопесчаниками, алевролитами, реже лавами, брекчиями, лавами базальных порфиров. В основном породы ограничено и весьма неустойчивые, с категориями нарушенности горного массива III — V, чаще IV.

- Рудные тела являются в основном породами весьма неустойчивыми, с категориями нарушенности горного массива IV — V.

- Подрудная толща выполнена лавами, туфами липаритодацитовых порфиров с редкими прослоями туффитов, туфопесчаников, туфогенных алевролитов и мелких рудных тел. В основном породы неустойчивые, с категориями нарушенности горного массива III — IV.

После анализа горно-геологических условий и выделения характерных участков для крепления весьма неустойчивых руд и пород IV и V категорий устойчивости были предложены к использованию следующие варианты крепления проходки горных выработок:

1. Металлические рамы типа СВП: 1а — зачистка — набрызг-бетон — рама СВП (ухodka 1 м), 1б — зачистка — набрызг-бетон — рама СВП (ухodka 1,5 м), 1в — набрызг-бетон — зачистка — рама СВП (ухodka 1 м), 1г — набрызг-бетон — зачистка — рама СВП (ухodka 1,5 м).

2. Самозакрепляющаяся анкерная крепь СЗА: 2а — зачистка — набрызг-бетон — СЗА с армокаркасом 900х900, 2б — зачистка — СЗА с армокаркасом 900х900 — набрызг-бетон, 2в — набрызг-бетон — зачистка — СЗА с армокаркасом 900х900, 2г — набрызг-бетон — зачистка — СЗА с армокаркасом 1250х1250.

Для уменьшения поперечного сечения подготовительно-нарезных и очистных горных выработок было предложено провести испытания

конструкций крепи с использованием анкеров СЗА диаметром 48 мм, длиной анкера 2,5 м в составе следующих типов усиленных комбинированных видов крепи:

а) СЗА–армокрепь — торкрет-бетон. В состав крепи входят анкер СЗА  $d=48$  мм,  $L=2500$  мм со стандартной опорной плитой  $200 \times 200$  мм, армокаркасы размером  $950 \times 950$  мм.

Технология крепления включает три этапа: бурение шпуров в забое по периметру кровли и бортов выработки глубиной 2,7 м, в которые производится установка анкеров СЗА совместно с армокаркасами с помощью буровой каретки и специальных устройств (люнет, пуансон). Далее осуществляются работы буровзрывного цикла, проветривание забоя и уборка отбитой породы; нанесение слоя торкрет-бетона после подвигания забоя на величину уходки без отставания от груди забоя толщиной  $5 \div 8$  см; доведение слоя торкрет-бетонной крепи до общей толщины  $12 \div 15$  см. (рис. 3.16, 3.17).

б) СЗА–армокрепь — торкрет-бетон — УКК — торкрет-бетон. В состав крепи входят анкер СЗА  $d=48$  мм,  $L=2500$  мм, армокаркасы размером  $950 \times 950$  мм, плита опорная УКК, сетка листовая. Технология крепления состояла из четырех этапов: бурение по периметру выработки шпуров глубиной 2,5 м, в которые производится установка анкеров СЗА с помощью буровой каретки и специальных устройств (люнет, пуансон) совместно с армокаркасами и плитой опорной УКК, нанесение слоя торкрет-бетона толщиной  $3 \div 5$  см, покрывающего армокаркасы, навеска листовой сетки на слой торкрет-бетона с закреплением к опорной плите анкера СЗА, нанесение второго слоя торкрет-бетона толщиной до  $12 \div 15$  см до полного покрытия листовой сетки.

В итоге получается грузонесущая конструкция, поддерживающая породы в контурах выработок за счет анкеров и создаваемого слоя торкрет-бетона общей толщиной  $12 \div 15$  см, работающего как монолитный бетон с двойной армировкой (рис. 3.18, 3.19).

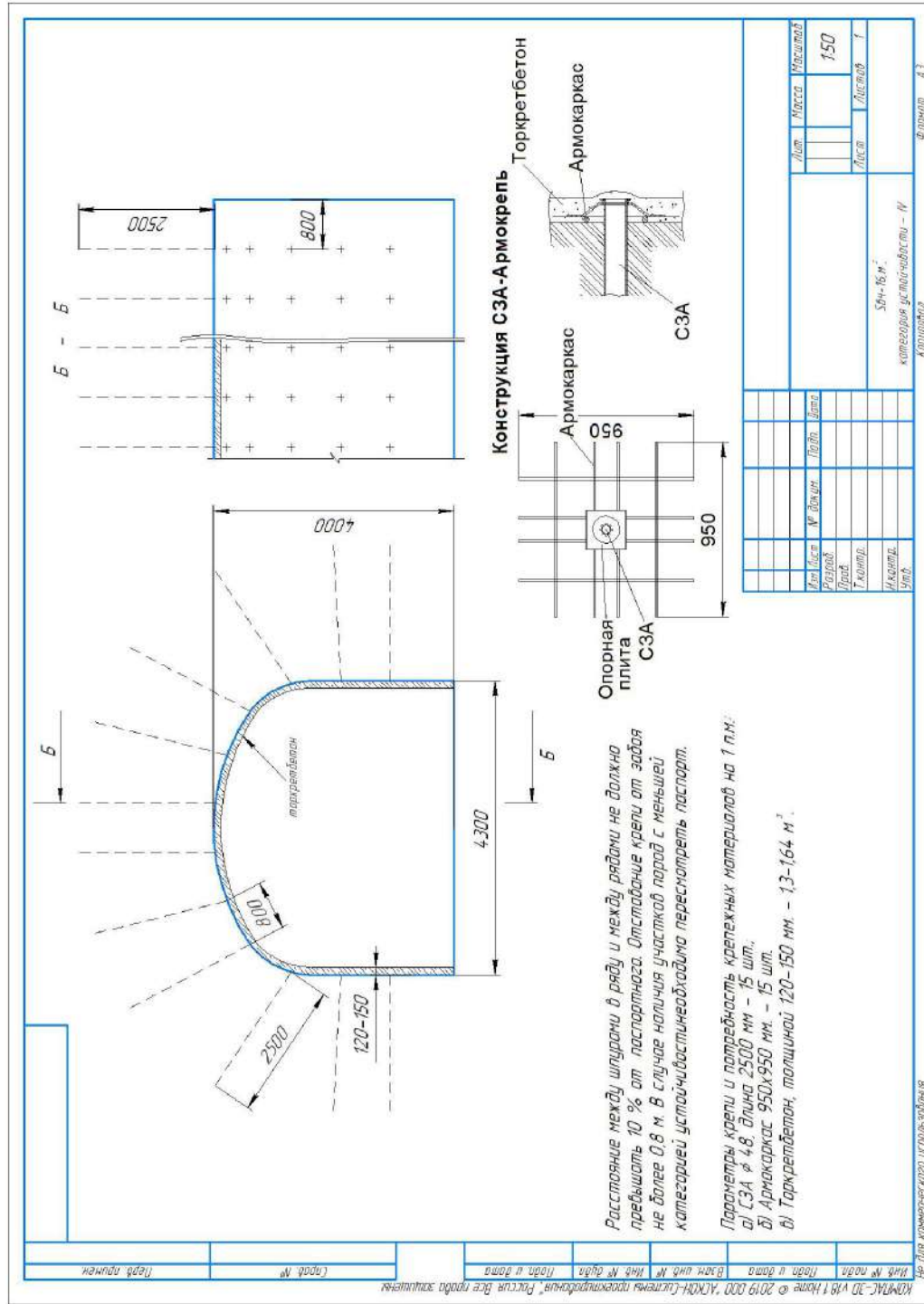


Рисунок 3.16. Пастарт крепления горной выработки усиленной крепью по варианту «а» в породах IV категории устойчивости



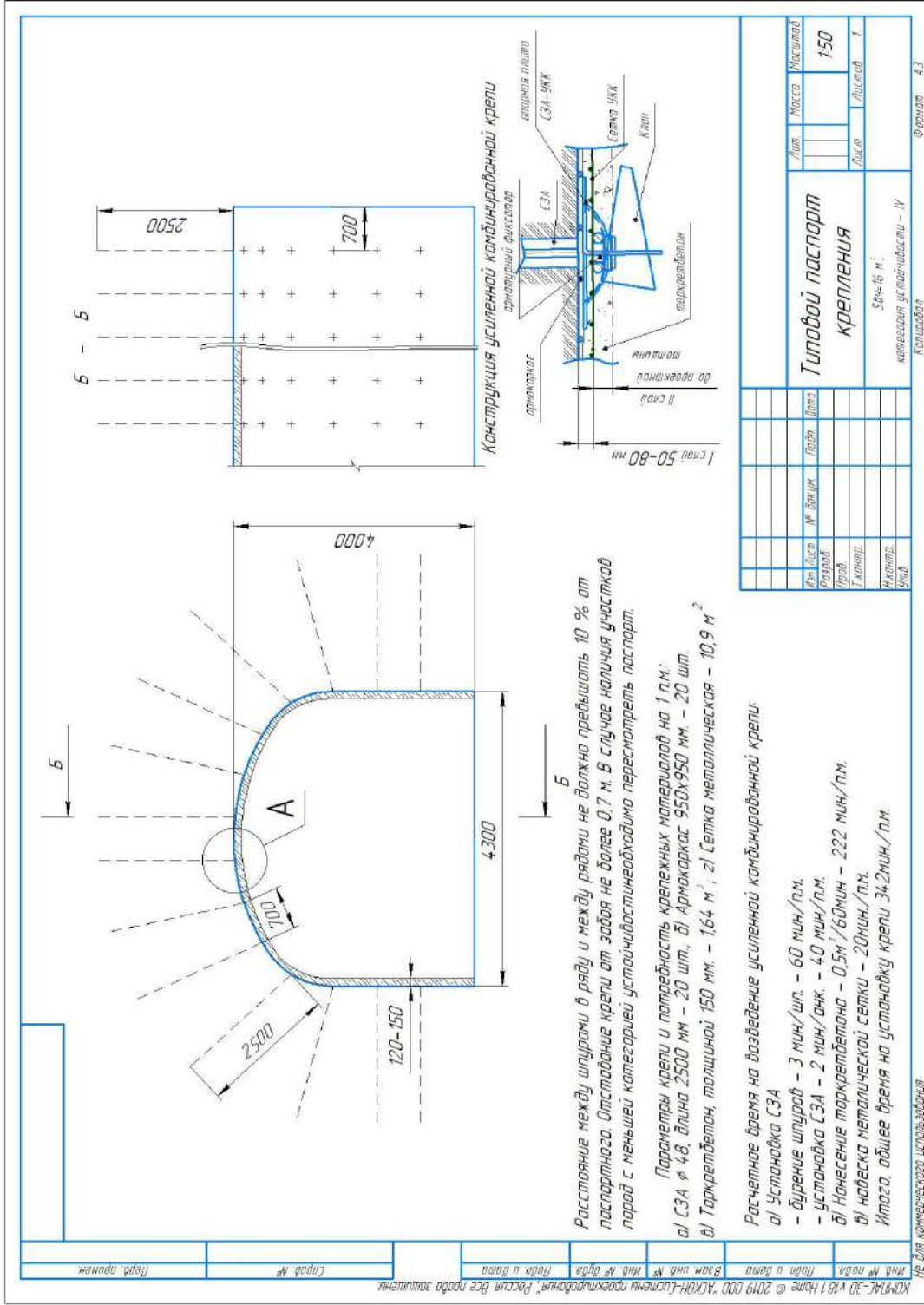


Рисунок 3.18. Паспорт крепления горной выработки в породах IV категории устойчивости по варианту «б»

График циклической организации работ при проходке выработки по IV категории (2 вариант), уходка 2 м																													
№	Наименование работ	Объемы работ		Количество рабочих	Время по графику		I смена														II смена								
		ед. изм	кол-во		час	мин	Часы														Часы								
						20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
1	Бурение шпуров под СЗА, длиной 2,7м	шт	30	2	1	0																							
2	Установка СЗА с армокаркасами	шт	30	2	1	0																							
3	Торкретирование по армокаркасам, толщиной 3-5 см				0	45																							
4	Навеска сетки				0	45																							
5	Торкретирование по сетки, до толщины 12-15 см				1	30																							
6	Цикл БВР	-	-	2	1	30																							
7	Уборка породы	м <sup>3</sup>	44,8	1	1	0																							
8	Торкретирование обнажения, толщиной 5-8 см	м <sup>2</sup>	21,8	3	1	30																							
9	Вспомогательные работы			3	2	30																							

Рисунок 3.19. Циклограмма проходки горной выработки в породах IV категории устойчивости по варианту «б»

В качестве торкрет-бетона рекомендуется к применению готовая сухая смесь, имеющая в составе ускоритель схватывания бетона.

В породах, подверженных интенсивному изменению прочностных свойств и потере устойчивости, по результатам испытаний рекомендовано изолирующий слой возводить из торкрет-бетона и СЗА–армокрепи, а несущий слой из торкрет-бетона. В состав крепи входят анкер СЗА  $d=48$  мм,  $L=2500$  мм, армокаркас размером  $950 \times 950$  мм.

Технология крепления состоит из пяти этапов и предусматривает: после производства взрывных работ частичную отгрузку горной массы, затем по периметру выработки наносится покрывающий защитный слой торкрет-бетона толщиной  $1 \div 3$  см, далее по периметру выработки бурятся шпуров глубиной  $2,7$  м, в которые производится установка анкеров СЗА с помощью буровой каретки и специальных устройств (люнет, пуансон) совместно с армокаркасами, повторяется цикл буровзрывных работ, уборка горной массы, нанесение второго слоя торкрет-бетона до полного покрытия армокаркаса общей толщиной до  $12 \div 15$  см (рис. 3.20).

Для интенсификации проходки очистных выработок в сложных горно-геологических условиях проходки разработан график крепления рамами СВП, представленный на рисунке 3.21.

Для повышения устойчивости контуров горных выработок и интенсификации работ предложено перенести установку и затяжку рам СВП после процесса взрывания горных пород. В данных горно-геологических условиях устойчивость контуров горных выработок сохраняется в течение максимум 12 часов. Поэтому каждый час оставления обнаженного массива без крепления приводит к развитию необратимых процессов. Предложенный вариант переноса полной установки рам и забутовки позволит уменьшить развитие смещений горного массива после его обнажения и предотвратить возможное вывалообразование.





№ пл	Наименование работ	время, мин	1 смена		8 00	9:00	10 00	11:00	12:00	13 00	14:00	15 00	16:00	17 00	18:00	19:00
			2 смена	20 00	21:00	22 00	23:00	0 00	1 00	2:00	3 00	4:00	5 00	6:00	7 00	
1	Проветривание															
2	Спуск в шахту, доставка до рабочего места	30														
3	Отбор проб на газ и проверка наличия отказов	30														
4	Оборка заголов (при необходимости производить в течение всей смены)	30														
5	Изготовление затяжек для рам СВП	160														
6	Зачистка горной массы	100														
7	Подготовка оборудования	20														
8	Доставка леса и рам СВП в забой	30														
9	Установка рамы СВП и затяжек	90														
10	Установка рамы СВП и затяжек	90														
11	Подготовка бурового оборудования	20														
12	Бурение забоя	100														
13	Уборка оборудования	20														
14	Зарядание	40														
15	Выважение (согласно графика БВР)															

Рисунок 3.21. Циклограмма проходки очистных выработок с применением рам СВП

В процессе «Установка рамы СВП и затяжка» рекомендуется заменить тип профиля СВП с 27 на 22. Слоевые заходки вчерне имеют ширину 4,3 м, что на 10 см превышает значение области применения профиля СВП-22. В соответствии с этим расчет плотности установки рам произведен исходя из условий:

- несущая способность одной рамы СВП-22 — 180 кН;
- плотность установки крепи —  $111/180 = 0,62$  шт/м;
- расчетный шаг крепи  $1/0,62 = 1,6$  м, с коэффициентом запаса 1,2 получается 1,3 м.

Предлагается обирать стойки рамы, состоящие из двух частей (прямой стойки длиной 2,4 м и закругленной части) централизованно на поверхности. Таким образом, рекомендовано производить доставку в шахту трех элементов — две собранные стойки и плоский верхняк. В шахтных условиях после установки стоек в лунки требуется произвести соединение плоского элемента двумя хомутами с двумя стойками. Данное мероприятие позволит сократить общее время на установку рамы на треть.

Для этого следует организовать централизованное изготовление затяжки на поверхности. В качестве затяжки рекомендуется применение готовых составных элементов — решеток из металлических прутков, железобетонных плит или щитов, собранных из досок, размером 1х0,5 м. Данное мероприятие позволит в графике организации работ сократить время на выполнение процесса «Изготовление затяжки для рам СВП».

При организации централизованной доставки рам СВП и леса (затяжка и забутовка) рекомендовано складирование данных материалов в нишах в пределах очистного слоя. Внедрение описанных выше мероприятий позволит сократить продолжительность работ:

— при увеличении длины уходки до 1,2–1,3 м и переносе работ по установке рамы и затяжки до перерыва с использованием рам СВП-27 (рис. 3.22);

— при длине уходки 1,0 м и сокращении объемов работ на бурение, зачистку с использованием рам СВП-22 (рис. 3.23).

При величине уходки 1 м в сутки проходится 4 м очистных заходок, в месяц 120 м. В этом случае после нескольких смен требуется половина смены на выполнение технологических нужд — подвоз материалов, обслуживание техники и пр. При этом скорость проведения выработки сокращается до 90 м/мес.

Таким образом, реализация предложенных технологических решений по совершенствованию видов крепи с применением самозакрепляющихся анкеров позволит сократить сроки проходки и крепления подготовительно-нарезных выработок в породах III — IV категорий устойчивости на 33–40%, в породах V устойчивости на 30%. Реализация разработанной технологии крепления очистных заходок рамами СВП-22 при длине уходки забоя 1 м и усовершенствованной схеме организации работ обеспечивает сокращение скорости проходки очистных выработок в среднем с 90 до 120 м в месяц при сокращении стоимости крепи за счет перехода с рам СВП-27 на СВП-22 на 25–30%.

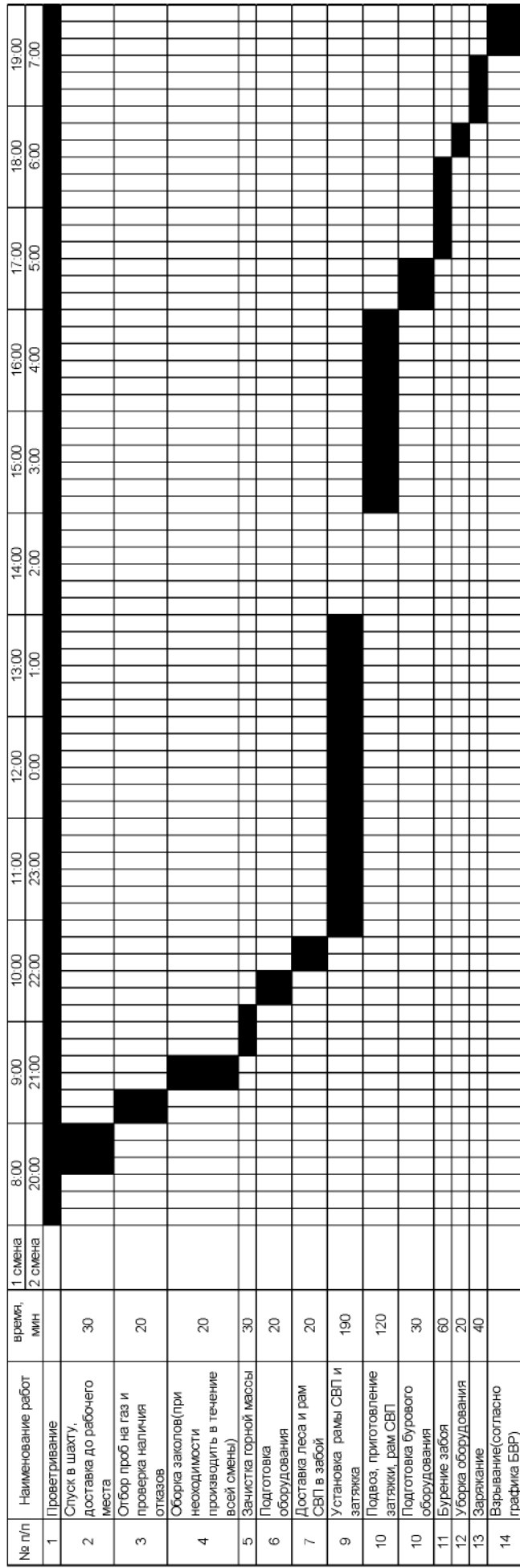


Рисунок 3.22. Циклограмма работ по проходке очистных заходок при длине уходки 1,2-1,3 м с использованием рам СВП-27. При величине уходки 1,2-1,3 м в сутки проходится 2,4-2,6 м выработки, в месяц 72-78 м

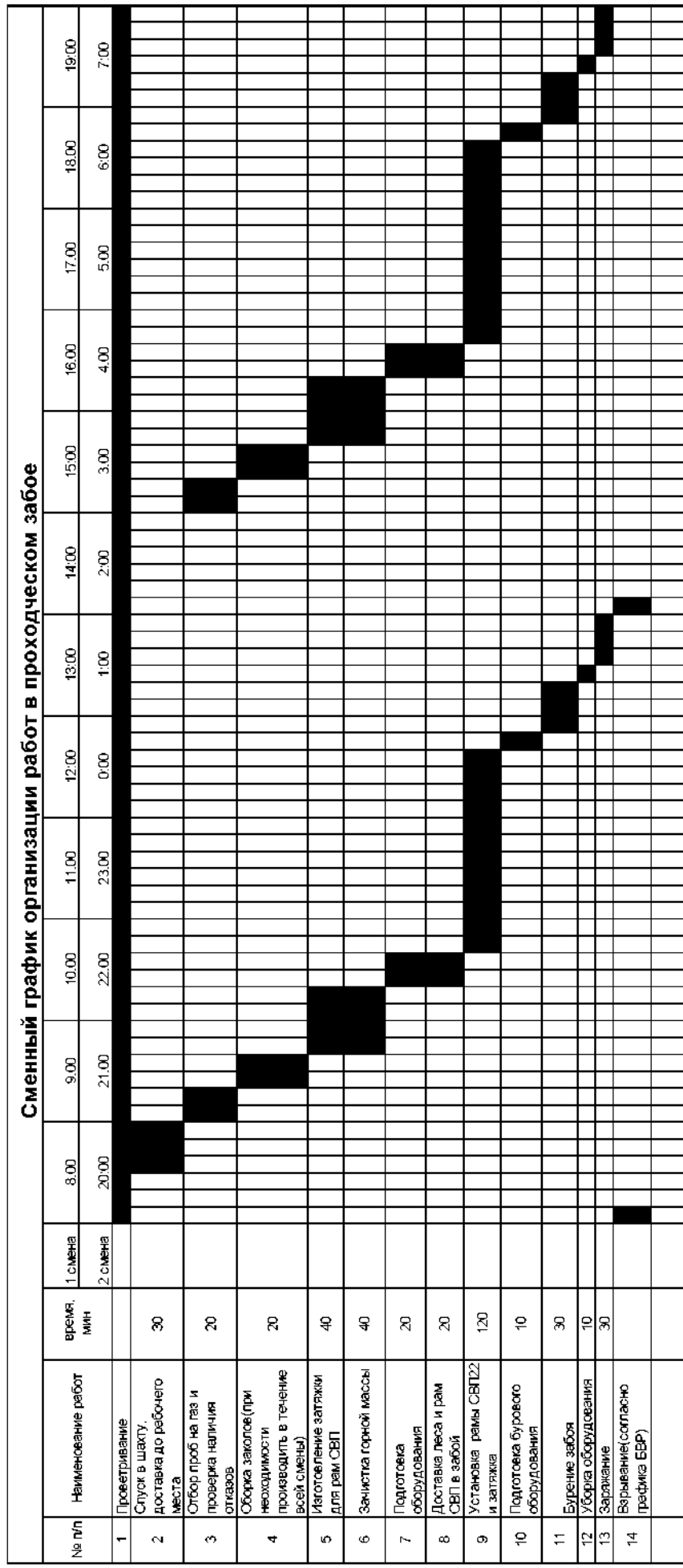


Рисунок 3.23. Циклограмма работ по проходке очистных заходок при длине уходки 1,0 м с использованием рам СВП-22

### 3.5. Оценка интенсивности и рисков проектирования и эксплуатации подземных рудников с закладкой выработанного пространства при становлении нового технологического уклада

При проведении исследований были приняты следующие допущения:

- составы закладочных смесей и способы их приготовления принимаются в соответствии с условиями горнодобывающих предприятий;
- повышение интенсивности возведения закладочного массива, технологий закладочных работ и подачи закладочной смеси в выработанное пространство не требует значительных капитальных вложений на реконструкцию технологической схемы приготовления и транспортировки закладочной смеси до места ее укладки, но позволяет значительно снизить себестоимость данного технологического процесса и увеличить интенсификацию горных работ, а также снизить риски эксплуатации подземного рудника.

При этом рассмотрены условия формирования закладочного массива при нисходящем и восходящем порядке отработки запасов месторождения.

Расчет зависимости нормативной прочности закладочного массива, вскрываемого в кровле вышележащей и заложеной камеры, от ширины камеры (пролета) и от мощности несущего слоя производился по формуле [158]

$$[\sigma_{сж}] = k_1 * K_{зап} * \frac{9,8 * Y_{закл} * L_{кам}^2 * (1 + K_n)}{10^6 * H_{нс}}, \text{ МПа}, \quad (3.16)$$

где:  $[\sigma_{сж}]$  — предел прочности на одноосное сжатие закладочного массива, МПа;

$k_1$  — коэффициент, учитывающий расположение камер нижележащего горизонта (подэтажа). При соосном расположении камер  $k_1=1,4$ ;

$K_{зап}$  — коэффициент запаса прочности,  $K_{зап} = 2$ ;

$Y_{закл}$  — плотность закладочного массива,  $\text{кг/м}^3$ ;

$L_{\text{кам}}$  — ширина камер, м;

$K_{\text{п}}$  — коэффициент пригрузки,  $K_{\text{п}} = 0,5$ ;

$H_{\text{нс}}$  — мощность несущего слоя закладочного массива, м.

Результаты расчета нормативной прочности закладочного массива в зависимости от ширины камеры и принятой толщины несущего слоя даны в таблице 3.26 и приведены на рисунке 3.24.

Таблица 3.26. Нормативная прочность несущего слоя закладочного массива различной мощности при варьировании пролета камеры

Параметры	Единица, измерения	Значения				
		2000	2000	2000	2000	2000
$\gamma_{\text{закл.}}$	кг/м <sup>3</sup>	2000	2000	2000	2000	2000
$K_{\text{зап.}}$	ед.	2	2	2	2	2
$L_{\text{кам.}}$	м	10	14	16	20	25
$H_{\text{нс}}$	м	0,5	0,5	0,5	0,5	-
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	16,0	32,0	42,0	66,0	-
$H_{\text{нс}}$	м	1,0	1,0	1,0	1,0	-
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	8,0	16,0	21,0	33,0	-
$H_{\text{нс}}$	м	2,0	2,0	2,0	2,0	-
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	4,0	8,0	11,0	16,0	-
$H_{\text{нс}}$	м	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	1,7	3,2	4,2	6,6	10,3
$H_{\text{нс}}$	м	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	0,6	1,1	1,4	2,2	3,4
$H_{\text{нс}}$	м	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
$[\sigma_{\text{сж}}]$	МПА	0,3	0,5	0,7	1,1	1,7

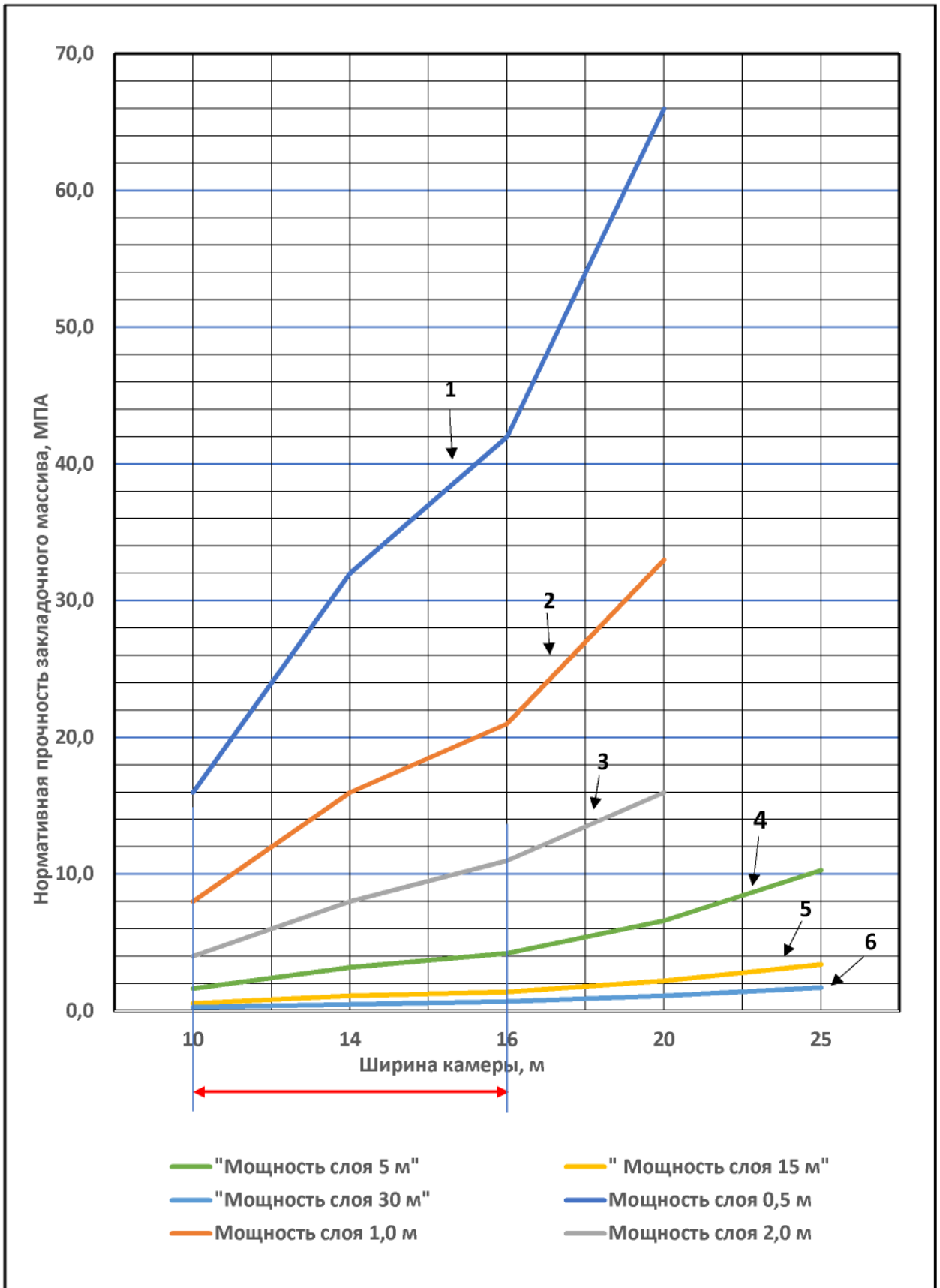


Рисунок 3.24. Влияние пролета камеры на нормативную прочность несущего слоя закладочного массива при его мощности: 1 — 0,5 м, 2 — 1 м, 3 — 2 м, 4 — 5 м, 5 — 15 м, 6 — 30 м.

При расчете зависимости нормативной прочности на изгиб (растяжение) закладочного массива, вскрываемого в кровле камеры, в зависимости от ширины камеры (пролета) и от мощности несущего слоя закладочного массива при наличии в нижней части заложеной камеры несущего слоя конкретной толщины (мощности) нормативную прочность закладки на растяжение (изгиб) при подработке рассчитывают по формуле [159]:

$$[\sigma_{\text{раст}}] = \frac{L^2_{\text{кам}} \cdot \gamma_{\text{закл}} \cdot K_{\text{зап}}}{4 \cdot 10^6 \cdot H_{\text{нс}} \cdot K_{\text{с}} \cdot K_{\text{оп}}}, \quad (3.17)$$

где  $L_{\text{кам}}$  — ширина камеры, м;

$\gamma_{\text{закл}}$  — плотность закладочного массива, Н/м<sup>3</sup>;

$K_{\text{зап}}$  -коэффициент запаса прочности,  $K_{\text{зап}} = 2$ ;

$H_{\text{нс}}$  — мощность несущего слоя закладочного массива, м;

$K_{\text{с}}$  — коэффициент, учитывающий воздействие взрывов;

$K_{\text{оп}}$  — коэффициент, учитывающий характер опоры вторичных камер.

Результаты расчета параметров прочности закладочного массива приведены в таблице 3.27.

Таблица 3.27. Оценка нормативной прочности на растяжение закладочного массива по фактору подработки нижележащими камерами

Параметры	Единица измерения	Значения				
		10	14	16	20	25
$L_{\text{кам}}$	м	10	14	16	20	25
$K_{\text{с}}$	ед.	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
$K_{\text{оп}}$	ед.	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
$H_{\text{нс}}$	м	0,5	0,5	0,5	0,5	-
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	3,1	6,1	8,0	12,5	-
$H_{\text{нс}}$	м	1,0	1,0	1,0	1,0	-
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	1,6	3,1	4,0	6,3	-
$H_{\text{нс}}$	м	2,0	2,0	2,0	2,0	-
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	0,8	1,5	2,0	3,1	-
$H_{\text{нс}}$	м	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	0,3	0,6	0,8	1,3	2,0
$H_{\text{нс}}$	м	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	0,1	0,2	0,3	0,4	0,7
$H_{\text{нс}}$	м	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
$[\sigma_{\text{раст}}]$	МПА	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3

В соответствии с данными табл. 3.28 нормативная прочность закладки на сжатие находилась по формуле Ферэ [77]:



$$[\sigma_{сж}] = 2,5 * \sqrt{(\sigma_{раст})^3} \quad (3.18)$$

где  $[\sigma_{сж}]$  — прочность закладочного массива на сжатие, МПА;

$\sigma_{раст}$  — прочность закладочного массива на растяжение, МПА.

Таблица 3.28. Нормативная прочность закладочного массива на сжатие по фактору подработки

Параметры	Единица измерения	Значения				
		10	14	16	20	25
L кам	метров	10	14	16	20	25
Kс	ед.	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Kоп	ед.	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Hнс	метров	0,5	0,5	0,5	0,5	-
$[\sigma_{раст}]$	МПА	3,1	6,1	8,0	12,5	-
$[\sigma_{сж}]$	МПА	13,8	37,9	56,6	110,5	-
Hнс	метров	1,0	1,0	1,0	1,0	-
$[\sigma_{раст}]$	МПА	1,6	3,1	4,0	6,3	-
$[\sigma_{сж}]$	МПА	4,9	13,4	20,0	39,1	-
Hнс	метров	2,0	2,0	2,0	2,0	-
$[\sigma_{раст}]$	МПА	0,8	1,5	2,0	3,1	-
$[\sigma_{сж}]$	МПА	1,7	4,7	7,1	13,8	-
Hнс	метров	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
$[\sigma_{раст}]$	МПА	0,3	0,6	0,8	1,3	2,0
$[\sigma_{сж}]$	МПА	0,4	1,2	1,8	3,5	6,8
Hнс	метров	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
$[\sigma_{раст}]$	МПА	0,1	0,2	0,3	0,4	0,7
$[\sigma_{сж}]$	МПА	0,1	0,2	0,3	0,7	1,3
Hнс	метров	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
$[\sigma_{раст}]$	МПА	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3
$[\sigma_{сж}]$	МПА	0,03	0,08	0,12	0,24	0,5

Графики зависимости нормативной прочности несущего слоя закладочного массива на сжатие по фактору подработки в зависимости от пролета камер при различной мощности несущего слоя приведены на рис. 3.25.

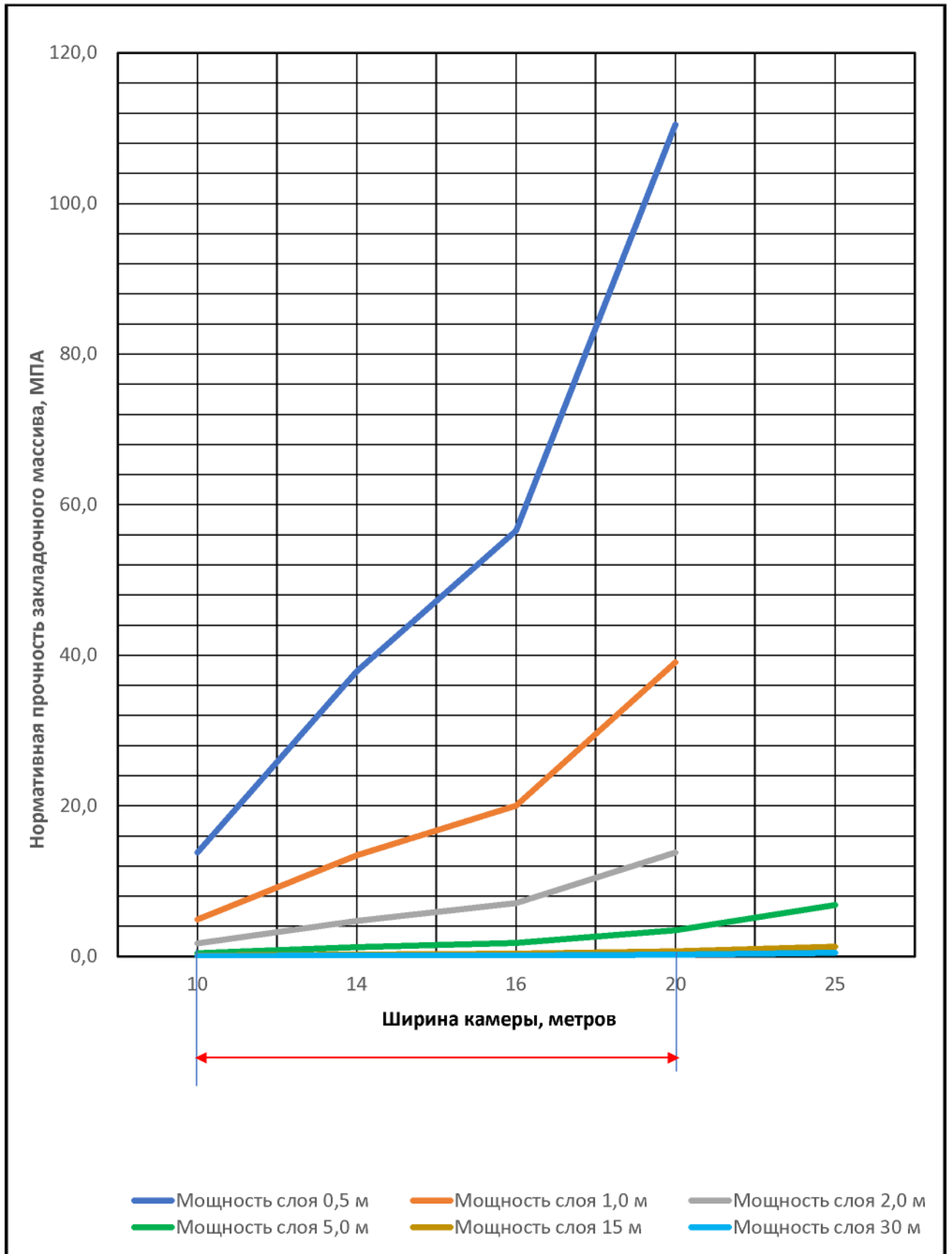


Рисунок 3.25. Влияние пролета камер на нормативную прочность закладочного массива на сжатие по фактору подработки при мощности несущего слоя, м: 1 — 0,5, 2 — 1, 3 — 2, 4 — 5, 5 — 15, 6 — 30

Сравнение результатов расчета нормативной прочности закладочного массива на сжатие, вскрываемого в кровле камеры, от ширины камеры (пролета) и от мощности несущего слоя закладочного массива по формулам 3.16 и 3.17 (табл. 3.29) свидетельствует, что расчет по формуле 3.18 дает более высокие значения. Поэтому для обеспечения надежности эксплуатации горнотехнических систем с твердеющей закладкой эти результаты были приняты в основу выбора варианта интенсификации горных работ.

Таблица 3.29. Сравнительная таблица вариантов расчета нормативной прочности закладочного массива, вскрываемого в кровле камеры

Параметры	Варианты расчета	Единица, измерения	Значения				
			10	14	16	20	25
L камеры		м	10	14	16	20	25
Ннс		м	0,5	0,5	0,5	0,5	-
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	16,0	32,0	42,0	66,0	-
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	13,8	37,9	56,6	110,5	-
Ннс		м	1,0	1,0	1,0	1,0	-
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	8,0	16,0	21,0	33,0	-
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	4,9	13,4	20,0	39,1	-
Ннс		м	2,0	2,0	2,0	2,0	-
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	4,0	8,0	11,0	16,0	-
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	1,7	4,7	7,1	13,8	-
Ннс		м	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	1,7	3,2	4,2	6,6	10,3
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	0,4	1,2	1,8	3,5	6,8
Ннс		м	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	0,6	1,1	1,4	2,2	3,4
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	0,1	0,2	0,3	0,7	1,3
Ннс		м	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
$[\sigma_{сж}]$	1	МПА	0,3	0,5	0,7	1,1	1,7
$[\sigma_{сж}]$	2	МПА	0,03	0,08	0,12	0,24	0,5

Расчет нормативной прочности закладочного массива по фактору его вертикального обнажения в зависимости от мощности несущего слоя закладки производился по формуле [35]:

$$[\sigma_{сж}] = \frac{У_{закл.} * Н_{обн.} * К_{зап.} * 9,8}{0,8 * \left(\frac{Н_{обн.}}{Н_{нс}}\right)^{-0,6} * \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\varphi_{закл.}}{2}\right) * 10^6}, \quad (3.19)$$

где  $[\sigma_{сж}]$  — нормативный предел прочности на одноосное сжатие закладочного массива, МПА;

$\gamma_{закл}$  — плотность закладочного массива, кг/м<sup>3</sup>;

$H_{обн}$  — высота вертикального обнажения закладочного массива в боку (торце) очистной камеры, м;

$K_{зап}$  — коэффициент запаса;

$H_{нс}$  — мощность несущего слоя закладочного массива, м;

$H_{обн}/H_{нс}$  — коэффициент структурного ослабления закладочного массива;

$\varphi_{закл}$  — угол внутреннего трения закладочного массива, град.

Результаты расчета нормативной прочности твердеющей закладки по фактору устойчивости вертикальных обнажений при отработке сложных камер, высотой 30 м, приведены в таблице 3.30.

Таблица 3.30. Нормативная прочность твердеющей закладки по фактору устойчивости вертикальных обнажений

Параметры	Единица измерения	Значения				
		30	30	30	30	30
$H_{обн}$	метр	30	30	30	30	30
$K_{зап}$	ед.	2	2	2	2	2
$H_{нс}$	метр	3	5	10	20	30
$H_{обн}/H_{нс}$	ед.	10	6	3	1,5	1
$\varphi_{закл}$	град.	37	37	37	37	37
$[\sigma_{сж}]$	МПА	2,86	2,1	1,39	0,91	0,72

Представленная в таблице 3.28 прочность закладочного массива при различной толщине упрочненной стенки справедлива как для восходящего, так и для нисходящего порядка отработки запасов. При увеличении высоты камеры прочность закладки, соответственно, пропорционально возрастет.

Зависимость изменения нормативной прочности закладочного массива в зависимости от толщины упрочненного слоя, обнажаемого в вертикальной плоскости при выемке смежных камер, представлена на рисунке 3.26.

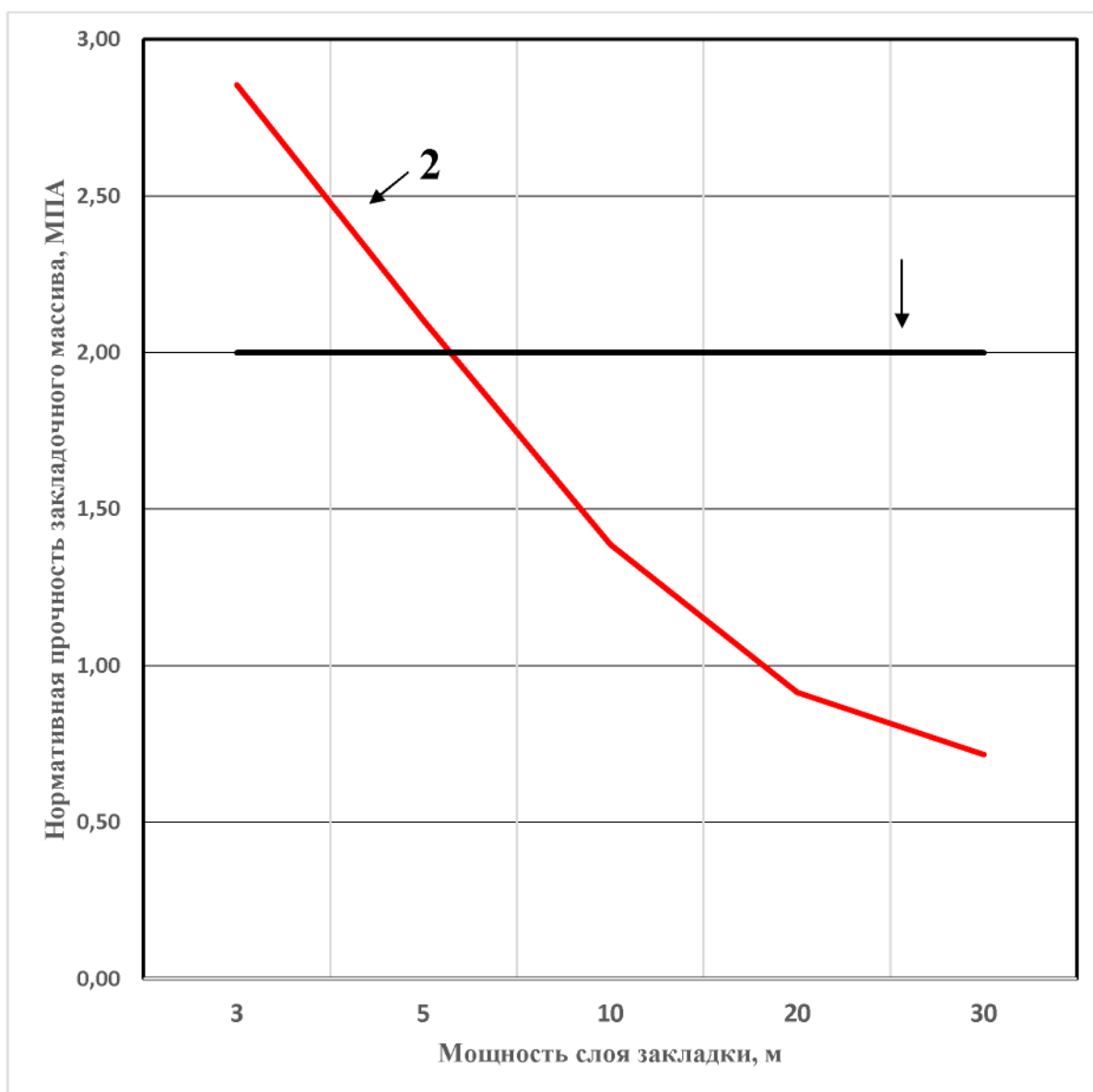


Рисунок 3.26. Влияние мощности упрочненного слоя закладочного массива в стенке камеры по фактору устойчивости вертикальных обнажений: 1 — принятая по нормативу, 2 — расчетная

Результаты расчета нормативной прочности закладочного массива по фактору устойчивости при горизонтальной подработке нижележащими камерами и при вертикальном обнажении смежными камерами указывает на существенное влияние на нормативную прочность закладочного массива мощности несущих слоев закладочного массива.

Наличие несущего слоя, по сути формирующего слоистость закладочного массива, превращает его в анизотропную среду, имеющую неодинаковые прочностные свойства в различных направлениях [13]. Наличие слоистости обуславливает прочностную анизотропию, которая

характеризуется значительной изменчивостью прочностных характеристик [13]. При расколе слоистых образцов закладочного массива поверхность разрушения формируется перпендикулярно растягивающим напряжениям [13]. В то время как при изотропном (квазиизотропном) закладочном массиве его прочность максимальна.

Изотропный (квазиизотропный) закладочный массив является основой для повышения интенсивности возведения закладочного массива и оказывает существенное влияние на интенсификацию горных работ и снижение рисков эксплуатации подземного рудника.

Создание изотропного (квазиизотропного) закладочного массива позволяет:

- значительно снизить нормативную прочность закладочного массива при заданных параметрах камерных систем разработки;
- увеличить параметры камерных систем разработки при использовании существующих составов закладочной смеси;
- в короткие сроки получить нормативную прочность закладочного массива, что позволит ускорить ввод в отработку смежных камер с заложенной и, соответственно, интенсифицировать горные работы и снизить риски эксплуатации подземного рудника;

Создание изотропного, неслоистого закладочного массива возможно при непрерывной подаче твердеющей смеси в выработанное пространство. Непрерывная подача твердеющей смеси предполагает осуществлять закладку выработанного пространства без прерывания данного технологического процесса от начала его производства и до его окончания в конкретном выработанном пространстве. Создание квазиизотропного закладочного массива производится при непрерывной подаче твердеющей смеси в выработанное пространство с целью формирования заданной мощности и параметров несущего слоя и прочих, вышележащих слоев закладочного массива.

Заданные параметры несущего слоя закладочного массива означают получение его характеристик:

- исходя из нормативной прочности закладочного массива ( $[\sigma_{сж}]$ ) на момент его вскрытия при отработке смежных камер;
- возможности подбора составов закладочной смеси с учетом наличия необходимых материалов для ее приготовления;
- экономической эффективности.

Для непрерывной подачи твердеющей смеси в выработанное пространство требуется создание изолирующих перемычек с параметрами:

- позволяющими воспринимать давление закладочной смеси, особенно в начальном периоде ее подачи и при заливке перемычек;
- сокращающими сроки формирования необходимой прочности закладочного массива с целью снижения его давления на перемычки;
- минимальными сроками, не превышающими сутки, для формирования нормативной (расчетной) прочности бетонной перемычки.

Разработанный способ формирования твердеющих перемычек с применением механизированного комплекса представлен на рис. 3.27.

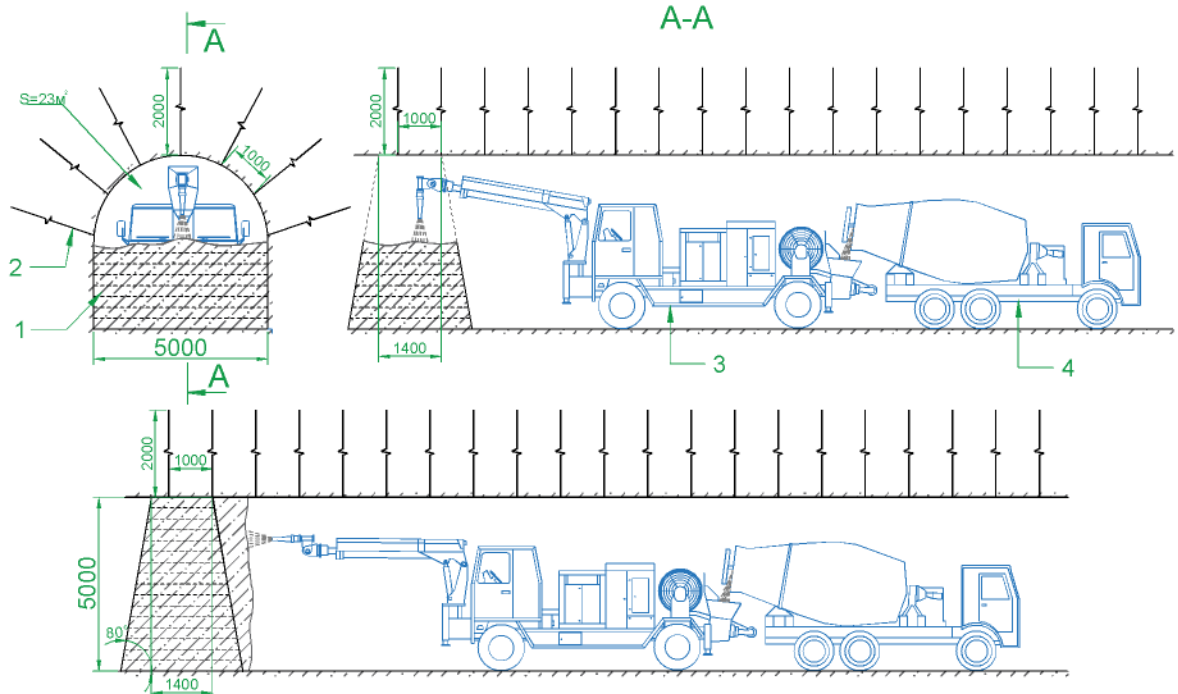


Рисунок 3.27. Способ формирования безопалубочной бетонной перемычки с использованием набрызг-бетона: 1 — бетонная перемычка, 2 — анкер СЗА, 3 — самоходная торкрет-установка типа Spraymec MF 050 VC, 4 — бетоносмеситель подземный типа Utimec 700 Transmixer [14]

Расчет параметров бетонной закладочной перемычки, устанавливаемой

в горизонтальных и наклонных выработках, производится по теории плит, свободно опертых по контуру на стенки выработки [77]:

$$P = p_{\text{закл.}} * H_{\text{закл.}}, \quad (3.20)$$

где  $P$  — расчетное давление на перемычку, МПа;

$p_{\text{закл.}}$  — давление, создаваемое столбом закладочной смеси высотой 1 м ( $p_{\text{закл.}} = 0,020$  МПа);

$H_{\text{закл.}}$  — разность отметок между горизонтом установки перемычки и уровнем закладочной смеси, оказывающей давление на перемычку, м ( $H_{\text{закл.}} = 15$  м).

При этом возникают максимальные изгибающие моменты:

- при ширине перемычки  $a$  м:  $M_1 = \frac{P*a^2}{Y_1}$ , МН·м; (3.21)

- при высоте перемычки  $h$  м:  $M_2 = \frac{P*h^2}{Y_2}$ , МН·м; (3.22)

где  $a$  — ширина перемычки, м ( $a = 5$  м);

$h$  — высота перемычки, м ( $h = 5$  м);

$Y_1$  и  $Y_2$  — табличные коэффициенты (при  $\frac{a}{h} = 1$ ,  $Y_1 = Y_2 = 27,43$ ) [77].

Прочность бетона на сжатие ( $\delta_{\text{сжатия}}$ ) при применении ускорителя схватывания MasterRoc SA 160% [14]. График твердения бетона в закладочной перемычке представлен на рис. 3.27.

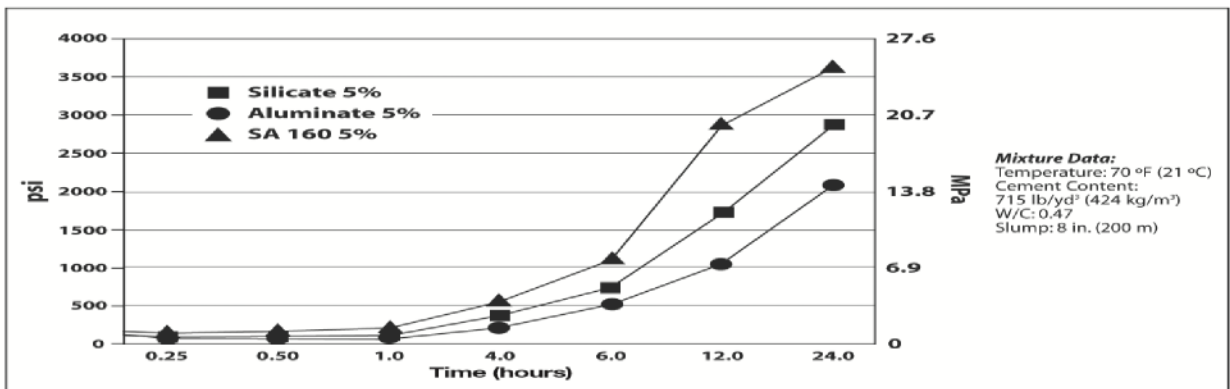


Рисунок 3.27. Динамика набора прочности закладочным массивом перемычки

Расчетный момент сопротивления перемычки (рассчитывается по максимальным изгибающим моментам по ширине и высоте перемычки:

$$W = \frac{M * K^{\text{III}}}{m * \delta_{\text{раст}}}, \quad (3.23)$$

где  $K^{\text{III}}$  — коэффициент перегрузки ( $K^{\text{III}} = 2,0$ ),



$m$  — коэффициент условий работоспособности ( $m=0,2$ ),

$\delta_{\text{раст}}$  — расчетный предел прочности на растяжение, МПА,

$\delta_{\text{сж}}=20$  МПА при времени твердения 12 часов (график твердения бетона в бетонной закладочной перемычке).

$$(\delta_{\text{раст}} = 0,234 * \sqrt[3]{(\delta_{\text{сж}})^2} = 0,234 * \sqrt[3]{(20)^2} = 1,7 \text{ МПА [12].}$$

(3.9)

Толщина бетонной перемычки определяется по формуле:

$$B = \sqrt{\frac{6 \cdot W}{t}}, \quad (3.24)$$

где  $t = h$  — при определении  $W$  по  $M_1$  и  $t = a$  — при определении  $W$  по  $M_2$ .

Подставив соответствующие значения, получаем требуемую толщину бетонной перемычки  $B = 1,4$  метра.

Объем бетона ( $V_{\text{пер}}$ ) для строительства бетонной закладочной перемычки составит:

$$V_{\text{пер}} = B_1 * S_{\text{выр}}, \text{ м}^3 \quad (3.25)$$

$$V_{\text{пер}} = \frac{(1,4+3,2)}{2} * 20 = 46 \text{ м}^3,$$

где  $S_{\text{выр}}$  — площадь поперечного сечения выработки, кв. метров ( $S_{\text{выр}}=20 \text{ м}^2$ ),

$B_1$  — средняя толщина бетонной перемычки, м,

$$B_1 = \frac{(1,4+3,2)}{2} = 2,3 \text{ м.}$$

Время строительства перемычки

$$T_{\text{стр}} = \frac{V_{\text{пер}}}{Q}, \text{ ч} \quad (3.26)$$

$$T_{\text{стр}} = \frac{46}{8} = 6 \text{ ч,}$$

где  $V_{\text{пер}}$  — объем перемычки,  $\text{м}^3$ ;

$Q$  — производительность бетоноукладчика,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

Выполненные расчет и испытания показали, что при существующей технологии и организации закладочных работ создание изотропного

(квазиизотропного) закладочного массива является весьма проблематичным по следующим причинам.

Поверхностные закладочные комплексы (далее — ПЗК) рассчитаны на приготовление твердеющей закладочной смеси для закладки выработанного пространства. При этом режим работы ПЗК — 15 часов в сутки 350 дней в году, то есть 5250 часов в год. Что невозможно обеспечить для непрерывного заполнения выработанного пространства, так как необходимый годовой объем приготовления твердеющей закладочной смеси равен производительности по добыче руды.

Режим работы трубопроводного транспорта для перемещения закладочной смеси должен соответствовать режиму горных работ. В расчетах суточной производительности трубопроводного транспорта необходимо принимать чистое время его работы не более 15 часов [37].

Для изоляции пространства в подходных выработках требуется устанавливать изолирующие бетонные перемычки. Существующие конструкции перемычек не позволяют обеспечить непрерывную подачу закладочной смеси в закладываемое очистное пространство камер. Для создания изотропного (квазиизотропного) неслоистого закладочного массива необходимо: оптимизировать конструкции применяемой системы разработки с целью снижения объема и трудоемкости подготовительных работ для производства закладочных работ; разработать конструкцию изолирующей перемычки, возводимой с минимальной трудоемкостью и обеспечивающей непрерывную подачу закладочной смеси для создания изотропного (квазиизотропного) закладочного массива; установить режим работы ПЗК по приготовлению и подаче закладочной смеси не менее 24 часов в сутки, при этом суточная производительность закладочного комплекса должна быть не менее чем в 1,25 раза выше среднесуточной производительности добычи в объемном выражении; установить дистанционный контроль без присутствия людей за процессом подачи закладочной смеси в очистное пространство камеры.

Интенсификация возведения изотропного (квазиизотропного) закладочного массива и, соответственно, интенсификация горных работ, а также снижение рисков эксплуатации подземного рудника обеспечивается при применении камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями с восходящим порядком отработки запасов (рис. 3.28).

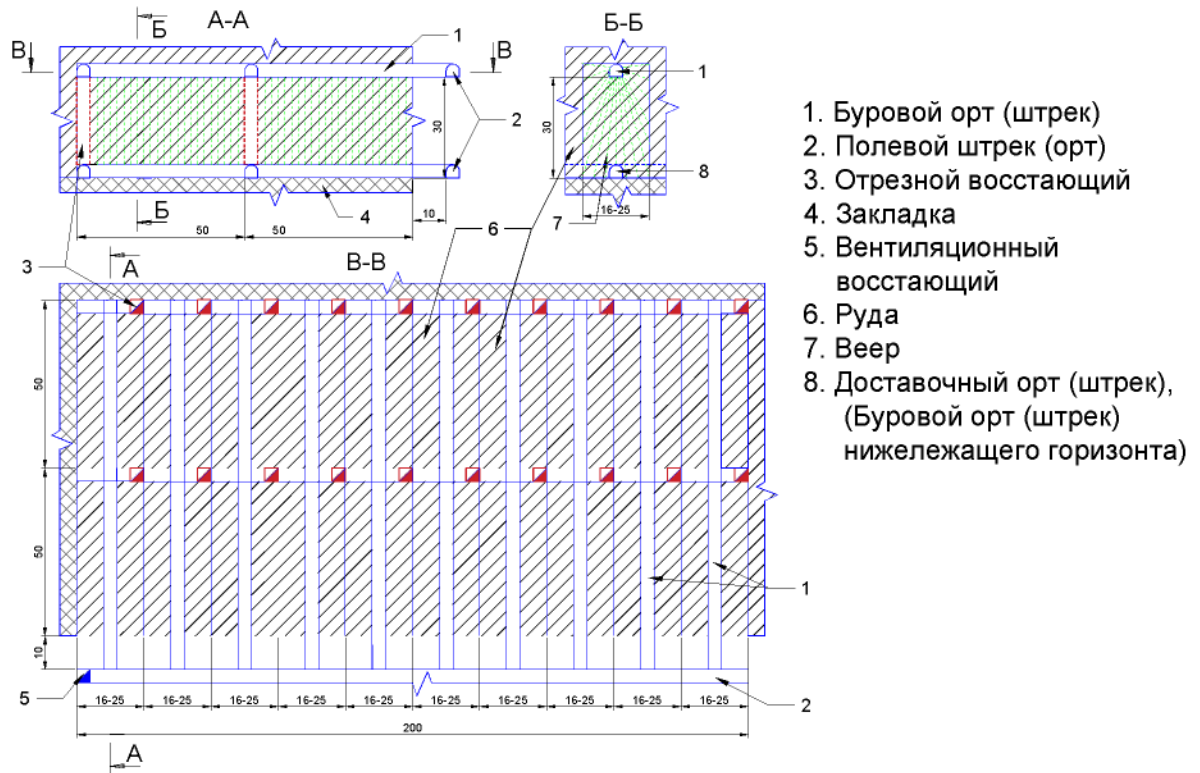


Рисунок 3.28. Камерная система разработки с восходящей выемкой

Квазиизотропный закладочный массив, обеспечивающий высокую интенсивность отработки запасов этажа и, соответственно, в целом интенсификацию горных работ, позволяет при прочих равных условиях увеличивать пролет обрабатываемых камер при камерной системе разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями при нисходящем порядке отработки запасов месторождения (рис. 3.29).

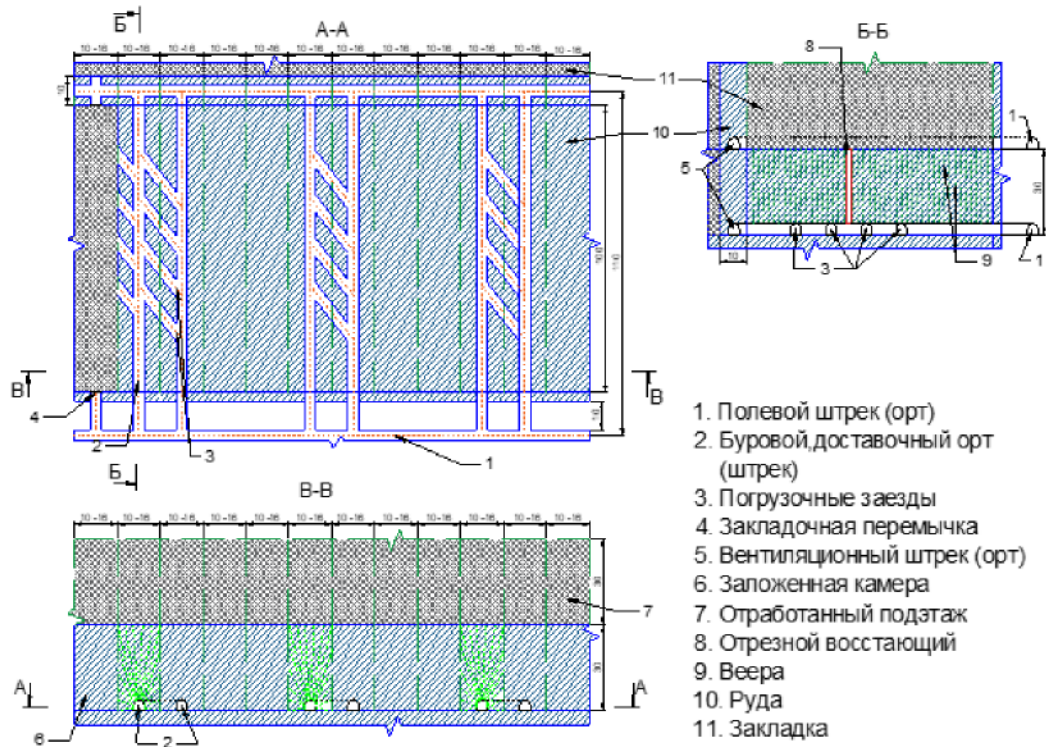


Рисунок 3.29. Камерная система разработки с нисходящим порядком выемки запасов

Проведенные расчеты показывают, что ширина камер может быть увеличена с 10 до 16–20 метров, что повышает интенсивность выемки запасов почти в 1,5 раза (рис. 3.30).

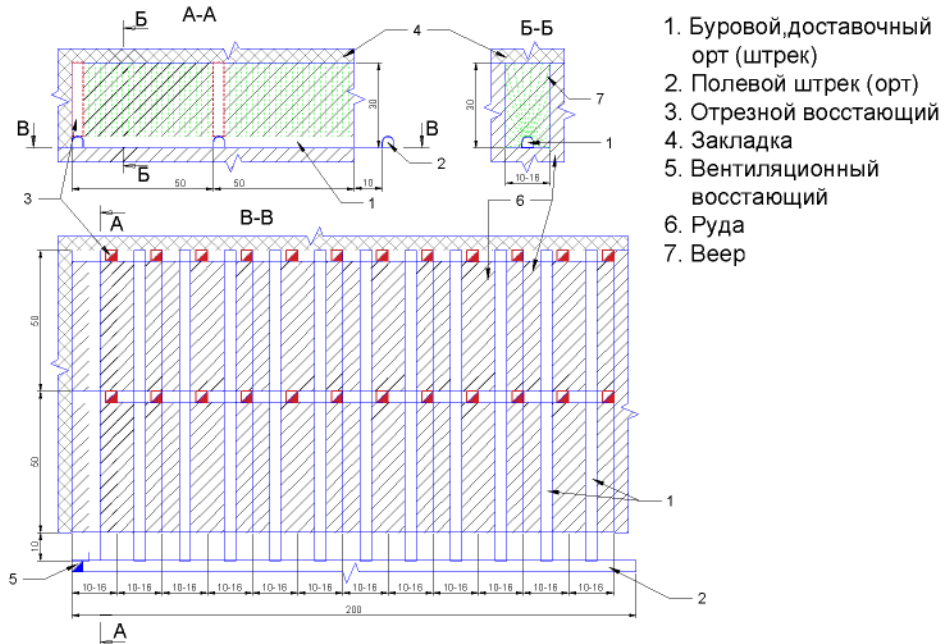


Рисунок 3.30 Камерная система разработки с твердеющей закладкой в усовершенствованном варианте нисходящей выемки запасов

Сравнительная оценка достоинств и недостатков усовершенствованных вариантов камерной системы разработки с восходящим и нисходящим порядком выемки запасов, обеспечивающих повышение интенсивности отработки запасов месторождения, представлена в таблице 3.31.

Таблица 3.31 Сравнительная оценка восходящего и нисходящего порядка отработки месторождения

Восходящий порядок отработки месторождения		Нисходящий порядок отработки	
Достоинства	Недостатки	Достоинства	Недостатки
1	2	3	4
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Безопасные условия выполнения производственных процессов:               <ul style="list-style-type: none"> <li>— проходка нарезных выработок,</li> <li>— отгрузка горной массы из очистного пространства камер</li> </ul> </li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Вскрытие запасов нижних горизонтов требует больших инвестиционных затрат и увеличения времени ввода</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Меньшие сроки вовлечения в отработку запасов месторождения</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Более высокий риск при реализации производственных процессов очистной выемки</li> <li>• Отсутствие крепления кровли очистного пространства и контроля за ее состоянием в ходе очистной выемки</li> </ul>
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Меньший объем проходки нарезных выработок</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Дополнительный объем работ по креплению кровли очистного пространства камеры</li> <li>• Снижение рисков извлечения запасов из очистного пространства камер</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Контролируемая устойчивость кровли за счет формирования несущей потолочины требуемой нормативной прочности</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность крепления кровли очистного пространства камер после дополнительной нарезной проходки выработки в сложных горнотехнических условиях</li> </ul>
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность увеличения ширины камеры за счет крепления кровли очистного пространства камеры</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Засорение элементами крепи рудной массы в процессе отбойки и отгрузки руды из очистного пространства камеры</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• При отработке запасов в скальных и полускальных слабо трещиноватых породах достаточная устойчивость кровли камер позволяет ее не крепить</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Повышенные требования к нормативной прочности закладочного массива, обнажаемого при отработке нижележащих камер</li> </ul>

Окончание таблицы 3.31

1	2	3	4
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность снижения нормативной прочности закладочного массива в камерах II и III очередей</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Необходимость обеспечения несущего слоя в верхней части закладочного массива, нормативная прочность которого определяется по фактору перемещения самоходного оборудования</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность использования откаточных выработок вышележащего горизонта в качестве вентиляционных выработок при отработке нижележащего горизонта</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Зависимость ширины очистного пространства камер от нормативной прочности закладочного массива вышележащих камер, обнажаемого при отработке нижележащих камер</li> </ul>
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность отказа от выдачи породы с проходки горных выработок на поверхность с размещением ее в закладываемых камерах</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Необходимость производства очистных работ в ослабленном при подработке нижележащих запасов массиве горных пород</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• При переходе на нижележащий горизонт горные работы развиваются в не ослабленном подработкой горном массиве</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Сложность размещения породы с проходки горных выработок в закладываемые камеры</li> </ul>
<ul style="list-style-type: none"> <li>• Увеличение ширины камер в скальных и полускальных нетрещиноватых породах и, как следствие, снижение удельного объема подготовительно-нарезных работ</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Сложности работы погрузо-доставочной техники при неполном заполнении отработанных камер закладочным материалом</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Возможность доработки руды, оставленной в целиках, охраняющих выработки выпуска, при извлечении запасов нижележащих горизонтов</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• При камерной системе разработки при подготовке камеры к закладке между заездами остаются рудные откосы, извлечение которых ослабляет закладочный массив, что негативно сказывается при отработке нижележащих запасов в части безопасности и разубоживания рудного массива</li> </ul>

Таким образом, представленные в настоящем параграфе усовершенствованные варианты камерной системы разработки с твердеющей закладкой с восходящим и нисходящим порядком отработки запасов месторождения свидетельствуют о существенном сокращении объемов

подготовительно-нарезных работ и возможности повышения интенсивности отработки запасов в 1,2–1,5 раза. Применение механизированной технологии возведения бетонных перемычек с применением ускорителей схватывания бетона позволяет не менее чем в два раза сократить время на подготовку камеры к заполнению твердеющей смесью при нисходящем порядке отработки запасов месторождения и уменьшить время на формирование твердеющих перемычек в камерах I очереди при восходящем порой порядке выемки запасов.

Сравнение вариантов отработки запасов камерными системами с закладкой свидетельствует о наличии существенных преимуществ у восходящего порядка отработки месторождений. Однако наличие недостатков у того и другого варианта выемки запасов позволяет определить область их предпочтительного применения в различных горно-геологических и горномеханических условиях. На выбор вариантов системы разработки существенное влияние оказывает продолжительность и скорость проведения подготовительно-нарезных выработок, формирования и твердения закладочного массива несущих перемычек, несущего нижнего слоя закладочного массива при нисходящем порядке отработки запасов и верхнего слоя при восходящем. Сравнение этих вариантов систем разработки по показателям интенсивности горных работ приведено в 5-й главе диссертации.

#### **Выводы по главе:**

1. Совершенствование технологий крепления горных выработок и закладки выработанного пространства с обеспечением повышения интенсивности горных работ, а, следовательно, и эффективности отработки мощных залежей руд, особенно на больших глубинах, со снижением рисков эксплуатации месторождений за счет повышения скорости проходки и крепления выработок, снижения времени набора несущей способности крепи, закладочных массивов, повышения коррозионной стойкости крепи, ее ремонтпригодности является ключевой проблемой развития горно-рудной промышленности.

2. Повышение интенсивности и снижение рисков ведения горных работ системами разработки с твердеющей закладкой обеспечивается выбором приоритетной схемы их развития на выемочном участке и в выемочных единицах с максимальным совмещением технологических процессов в смежных камерах с достижением сбалансированности продолжительности процессов извлечения и воспроизводства запасов при синхронизации интенсивности смежных процессов и сокращении межпроцессных пауз.

3. Первоочередной является проблема обеспечения безопасности горных работ на основе совершенствования самих систем разработки и интенсификации сроков набора несущей способности их конструктивных элементов. Решение проблемы сводится к разработке новых технико-технологических решений и установлению зависимостей между параметрами технологий и затратами времени на реализацию технологических процессов по подготовке и добыче руды, управлению состоянием массива и обеспечению воспроизводства запасов в будущем.

4. Формирование изолирующих перемычек безопалубочным методом с отказом от цикличности процесса позволяет формировать несущий слой закладочного массива на всю высоту, исключая его слоистость и обеспечивая увеличение скорости подготовки камеры к закладке более, чем в 2 раза.

5. Увеличение прочности твердеющей смеси изолирующих перемычек путем введения ускорителей твердения позволяет внедрить непрерывный цикл заливки основания камеры, что в сравнении с традиционной технологией закладки выработанного пространства, где заливка основания камеры осуществляется послойно на высоту 1–1,5 м во избежание превышения предельного гидростатического давления на перемычки и разрушения последних, обеспечивает снижение срока их возведения минимум вдвое.

6. Сравнение значений технической и фактической эксплуатационной производительности при реализации технологических процессов формирования изолирующих перемычек, несущих конструкций и закладочного массива позволяет сделать вывод, что имеются резервы



сокращения временных затрат на 45–150%, что позволит сократить продолжительность подготовки камер в блоках и панелях в 1,5–2 раза.

7. На основании выполненных исследований определены параметры крепления горных выработок для различных классов устойчивости массива горных пород. Установлено, что отставание от нормативных показателей практически в два раза проявляется в процессе бурения и установки СЗА бурильной установкой с одним перфоратором. Кроме того, исследования показали, что снижение плеча откатки с 200 до 150 м увеличивают производительность лишь на 1%, при этом увеличение объема горной породы, вмещаемой в ковш ПДМ, способно увеличить производительность более чем на 5%. Отставание фактических показателей от нормативных в процессе нанесения набрызг-бетона составило 30% и продолжает расти при увеличении слоя покрытия.

8. На основе выполненных расчетов определены условия наиболее интенсивного выполнения работ по проходке и креплению горных выработок на больших глубинах: применение усиленной комбинированной крепи на основе СЗА, металлической сетки и торкрет-бетона с перемещением его от стационарного комплекса до торкрет-бетонной установки автосамосвалами на расстояние не более 2000 м.

9. Реализация предложенных технологических решений по совершенствованию видов крепи с применением самозакрепляющихся анкеров позволит сократить сроки проходки и крепления подготовительно-нарезных выработок в породах III — IV категорий устойчивости на 33–40%, в породах V устойчивости на 30%. Реализация разработанной технологии крепления очистных заходок рамами СВП-22 при длине уходки забоя 1 м и усовершенствованной схеме организации работ обеспечивает сокращение скорости проходки очистных выработок в среднем с 90 до 120 м в месяц при сокращении стоимости крепи за счет перехода с рам СВП-27 на СВП-22 на 25–30%.

10. Создание квазиизотропного закладочного массива позволяет:

- значительно снизить нормативную прочность закладочного массива при заданных параметрах камерных систем разработки;
- увеличить параметры камерных систем разработки при использовании существующих составов закладочной смеси;
- в короткие сроки получить нормативную прочность закладочного массива, что позволит ускорить ввод в отработку смежных камер с заложеной и, соответственно, интенсифицировать горные работы и снизить риски эксплуатации подземного рудника;

#### **4. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВОЗВЕДЕНИЯ, НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ И РЕМОНТОПРИГОДНОСТИ АНКЕРНОЙ КРЕПИ**

##### **4.1. Совершенствование способов изготовления и подготовки крепи к установке при проходке горных выработок**

Горная крепь (рудничная, шахтная) — искусственные сооружения, возводимые в выработках для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых площадей сечения, а также для управления горным давлением. К горной крепи предъявляются следующие основные требования: необходимо поддерживать выработку в рабочем состоянии в течение всего срока ее службы, быть простой в изготовлении, экономичной, удобной для транспортирования и возведения.

По сроку службы различают временные и постоянные крепи. Временные крепи возводятся, как правило, в призабойной зоне до возведения постоянной крепи в породах, склонных к вывалам. По форме горная крепь бывает трапециевидной, прямоугольной, арочной и кольцевой; по периметру выработки — замкнутой и незамкнутой. По характеру деформируемости под действием горного давления крепь может быть жесткой, податливой или шарнирной. Жесткая крепь не имеет податливых или шарнирных узлов. Примером жесткой крепи могут служить бетонные и железобетонные крепи.

Под крепежной рамой понимают конструкцию горной крепи, изготовленной из дерева, металла или железобетона, прямоугольной, трапециевидной, арочной, круглой или иной формы. В отличие от рамной сплошная крепь полностью перекрывает кровлю и бока выработки, а иногда и почву. Выполняется такая крепь из монолитного бетона или сборного железобетона. К сплошной также относят и рамную крепь, если крепежные рамы установлены вплотную одна к другой.

В настоящее время в горных выработках широко применяют металлическую, монолитную бетонную, набрызг-бетонную, анкерную и комбинированную крепь.

Металлическую крепь в основном применяют для крепления капитальных и подготовительных выработок при сроке службы от 3 до 15 лет и более, проводимых по горным породам любой крепости и при любой форме поперечного сечения. Достоинства металлической крепи — прочность, долговечность, огнестойкость и возможность повторного использования. Крепь применяют в виде арок, колец, трапециевидных и бочкообразных рам, изготавливаемых из стальных прокатных профилей типа СВП, двутавровой, железнодорожных рельсов.

Торкрет-бетонная крепь имеет наиболее широкое распространение при разработке рудных месторождений. Торкрет-бетон состоит из цемента (с расходом до 750 кг на 1 м<sup>3</sup> смеси), песчано-гравийного заполнителя с крупностью зерен до 5 мм и воды. Его наносят слоями толщиной 2–3 см на укрепляемую поверхность с помощью специализированной установки под давлением сжатого воздуха 0,2–0,3 МПа. Прочность, плотность, водонепроницаемость, сцепление с породой и арматурой у торкрет-бетона выше, чем у обычного.

Набрызг-бетонная крепь в отличие от торкрет-бетонной содержит более крупный заполнитель (до 25 мм) и ускоряющие твердение добавки, а расход цемента в нем не превышает 400–450 кг на 1 м<sup>3</sup> смеси. В качестве ускоряющих твердение добавок применяют фтористый натрий, тонкомолотый алюминиевый спек в количестве 2–5% массы цемента. Набрызг-бетон наносят на поверхность слоями по 5–7 см (суммарно до 20–30 см) с помощью пневматической набрызг-машины.

Железобетоном называют крепи, в которых бетон и стальная арматура работают совместно. Благодаря этому железобетонные конструкции способны нести значительные сжимающие, изгибающие, а в некоторых случаях и растягивающие нагрузки.

Анкерная крепь представляет собой систему закрепленных в шпурах анкеров, расположенных по определенной сетке. Замок анкера прочно закрепляется в породах, окружающих выработку. Благодаря

поддерживающим элементам (подхватам, опорным плиткам) породы кровли (стенок, почвы) как бы сшиваются и происходит упрочнение массива пород, повышение устойчивости его обнажений. В настоящее время применяют металлические, железобетонные и сталеполимерные анкеры.

При рассмотрении системы «Крепёж — массив» в различных горно-геологических условиях выделяются два основных режима работы крепи: режим заданной нагрузки и режим взаимовлияющей деформации (крепёж и породный массив работают совместно, нагрузка на крепёж определяется её деформацией совместно со смещающимся породным массивом) [73]. Основные параметры крепи — податливость и несущая способность. Указанные режимы могут чередоваться и комбинироваться. Так, в начальный период работы крепёж может поддерживать только отслоившиеся участки пород кровли и работать в режиме заданной нагрузки, а затем, из-за нарастания деформаций вышележащих слоев породы, перейти в режим взаимовлияющей деформации.

Анализ состояния крепления горных выработок и перспективных технических разработок по их поддержанию на многих горнодобывающих предприятиях России и за рубежом показывает, что в настоящее время наиболее технически оснащенным и эффективным является анкерное крепление породных обнажений. Анкерные крепи постоянно вытесняют другие конструкции крепей горных выработок. Особенно эффективно применение анкерной крепи в выработках большого сечения, так как процесс установки может быть полностью механизирован с помощью специально созданных и серийно выпускаемых буровых установок, совмещающих при этом процесс бурения и установки анкера.

На выбор рационального вида крепи для конкретных горно-геологических условий влияют глубина ведения горных работ, категория устойчивости, трещиноватость и напряженное состояние породного массива, площадь поперечного сечения и назначение горных выработок.

Согласно действующему межгосударственному стандарту (ГОСТ 31559-2012) минимальная длина анкера должна быть не менее 1,4 м, минимальная несущая способность крепи в породах любой крепости — не менее 50 кН, сопротивление крепи в податливом режиме должно составлять 70–80% усилия закрепления замка в породах. Это определяет несущую способность анкера. Анкеры с частичным закреплением по длине скважины должны обеспечивать конструктивную податливость в пределах 40–70 мм при смещениях породы от 150 до 300 мм. Если горные породы отнесены к опасным по горным ударам и выбросам, то анкеры должны иметь податливость не менее 50 мм [54].

Исходя из указанных требований для горных выработок, которые проводятся в слабой и средней крепости породах, клинораспорный анкер был унифицирован [132]. Он состоит из металлического стержня 1, головки 2 с продольной прорезью 3, концевой части 4 в форме усеченного конуса (рис. 4.1). На наружной поверхности головки 2 находятся зубья 5, а в продольную прорезь 3 вставлен металлический клин 6. Работа с клинораспорными анкерами проходит в стандартном для подобных анкеров режиме. При внедрении в породный массив клина 6 в прорезь 3 стенки головки анкера раздвигаются, и зубья на ее поверхности внедряются в стенки шпура, благодаря чему обеспечивается прочное и надежное крепление анкера в шпуре и набирается его максимальная несущая способность.

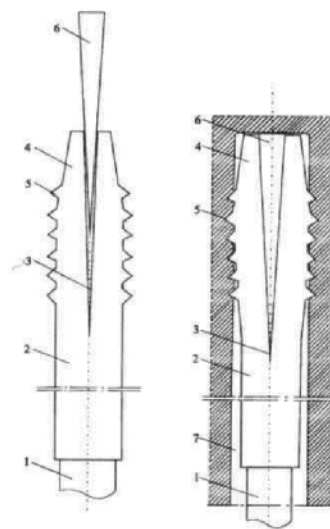


Рисунок 4.1. Клинораспорный анкер

Наличие зубьев на стенках головки анкера позволяет надежно закреплять анкеры даже в обводненных шпурах и в тех ситуациях, когда стенки шпуров покрыты глинистыми образованиями. В последних случаях использование анкеров с гладкостенными поверхностями неэффективно, так как коэффициент трения металла о такую породу весьма мал и несущая способность анкера будет недостаточна [132].

Эффективность применения анкерных крепей различных конструкций зависит от состояния законтурного массива горных пород, которое во многом зависит от способа проведения горных выработок. При проведении горных выработок с применением буровзрывных работ состояние законтурного массива горных пород значительно отличается от его состояния при проходке выработок комбайном.

В указанном случае степень нарушенности законтурного массива зависит от ряда факторов: характеристик напряженного состояния породы вокруг горной выработки, свойств взрывчатого вещества, параметров взрыва, кривизны траектории размещения оконтуривающих шпуров и пр. При взрыве зарядов ВВ в окружающий породный массив переходит мощная ударная волна, которая затем преобразуется в волну напряжения и при взаимодействии с породным массивом формирует зоны нарушенности [64,133-135].

Исследования трещиноватости кернов, взятых из горных выработок за контуром массива, показали, что на глубине 10–20 см образуется густая сеть трещин, на глубине до 40 см сеть трещин становится реже, а на глубине 1 м и более распространяются лишь отдельные трещины. Таким образом, общую зону нарушенности породного массива вокруг горной выработки можно разделить на области трещинообразования, непосредственно прилегающие к контуру выработки и простирающиеся вглубь массива до 0,3–0,5 м, и волнового ослабления породы, простирающуюся за областью трещинообразования до глубины 0,5–1,0 м. На величину зон нарушенности влияет форма контура выработки [64,133-135]. Результаты исследований показали, что наибольшая глубина зоны отмечается при минимальном радиусе

кривизны размещения зарядов ВВ. Глубина зон нарушенности в своде горной выработки при этом составляет 1,2–1,3 глубины зоны нарушенности в боках выработки [132]. В таких условиях значительно снижается устойчивость породных обнажений, и поэтому необходимо создавать условия для стабилизации геологической структуры породного массива за контуром горной выработки, особенно в подверженных геодинамическим проявлениям зонах. Именно анкерная крепь и выполняет эту функцию. Поэтому, в соответствии с межгосударственным стандартом, при проведении горных выработок по породам, отнесенным к опасным по горным ударам и внезапным выбросам, для предотвращения обрушения пород в приконтурной зоне анкеры должны иметь податливость не менее 50 мм [54].

С целью выполнения указанной функции предлагаются канатные предварительно напряженные анкеры, сдавливающие нарушенные трещинами участки породы и предотвращающие их обрушение благодаря возвратному натяжению каната. Однако в таких конструкциях значимым недостатком является сложность натяжения многослойного металлического каната при установке анкеров в массив горных пород, а также при установке таких анкеров довольно сложно обеспечить требуемую податливость за счет возможного смещения приконтурных участков горных пород.

Для предотвращения обрушения пород, отнесенных к опасным по горным ударам, применяются распорно-прижимные анкеры [151], состоящие из металлического стержня 1 (рис. 4.2), металлического клина 2, вставленного в прорезь на верхнем торце металлического стержня, двух ребристых полумуфт 3, соединенных монтажным кольцом 4 (закрепляющее устройство может иметь любую другую конструкцию) [151]. На металлическом стержне 1 закреплена пружина 5, ее конструктивные параметры изменяются в зависимости от длины анкера и структурного состояния породного массива. На нижнем торце пружины закреплена цилиндрическая втулка 6 с резьбой на внешней поверхности, на которой расположена опорная плита 7, контактирующая с породным массивом 8, и натяжная гайка 9.



На нижнем торце металлического стержня анкера с помощью резьбового соединения установлена ограничительная гайка 10, фиксирующая длину растяжения пружины 5 м и ограничивающая ход цилиндрической втулки 6. Величина ограничительного расстояния 1 рассчитывается при разработке паспортов крепления породного обнажения при сооружении горных выработок с учетом структурного состояния породного массива и величины его необходимого «стягивания» в зависимости от степени трещиноватости, нарушенности [151].

При возведении анкера в массив горных пород в шпур вставляют анкер и закрепляют металлическим клином 2 и ребристыми полумуфтами 3 в донной части. С целью упрочнения закрепления головной части анкера в шпуре возможно применение ампулы с полиэфирными смолами. После закрепления анкера в шпуре натяжная гайка 9 накручивается на цилиндрическую втулку 6, которая по металлическому стержню 1 смещается в нижнее положение до ограничительной гайки 10, растягивая при этом пружину, одновременно прижимая опорную плиту к закрепляемому породному массиву [151].

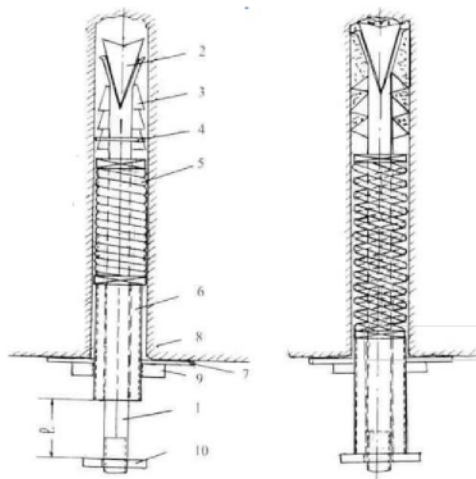


Рисунок 4.2. Распорно-прижимной анкер

В ходе использования растянутая пружина анкера, стремясь к сжатию, сдавливает нарушенные трещинами слои горной породы, уменьшая трещины и предотвращая их дальнейшее развитие, что в значительной степени повышает устойчивость породных обнажений на протяжении всего срока службы горной выработки. В то же время в случае каких-либо изменений

устойчивости законтурных участков породного массива и их смещений наличие пружины в конструкции анкера обеспечивает его податливость и предотвращает обрушения участков породы.

Используемая в настоящее время технология крепления железобетонными штангами (ЖБШ) характеризуется определенными сроками набора ими несущей способности (5 часов) и затратами времени на установку. В период набора несущей способности железобетонных штанг с целью безопасности в закрепленных выработках запрещается производство каких-либо работ, что приводит к снижению скорости их проведения. Крепление железобетонными штангами в метасоматитах характеризуется низкой безопасностью, опасность вывалообразования может повлечь случаи травматизма и более тяжелые последствия у рабочего персонала.

Низкая скорость проходки и повышенная опасность работ обусловила необходимость совершенствования технологии упрочнения пород, позволяющей улучшить характеристики анкерной крепи, и решения этой задачи возможно добиться путем применения самозакрепляющейся анкерной крепи, отличающейся простотой ее установки и включением в работу сразу после установки в шпуре.

Самозакрепляющаяся анкерная крепь представляет собой систему металлического трубчатого стержня-анкера, опорной плиты и цилиндрической втулки, размещаемых в пробуренных по периметру выработки шпурах и закрепляющихся за счет упругих свойств металла в толще пород. Анкеры, работая на растяжение, удерживают анкеруемые породы от расслоения, сдвижения и обрушения. Распорная анкерная крепь по характеру взаимодействия с породами представляет собой анкерную крепь с закреплением по всей длине шпура. На рисунке 4.3а приведен общий вид самозакрепляющейся анкерной крепи.

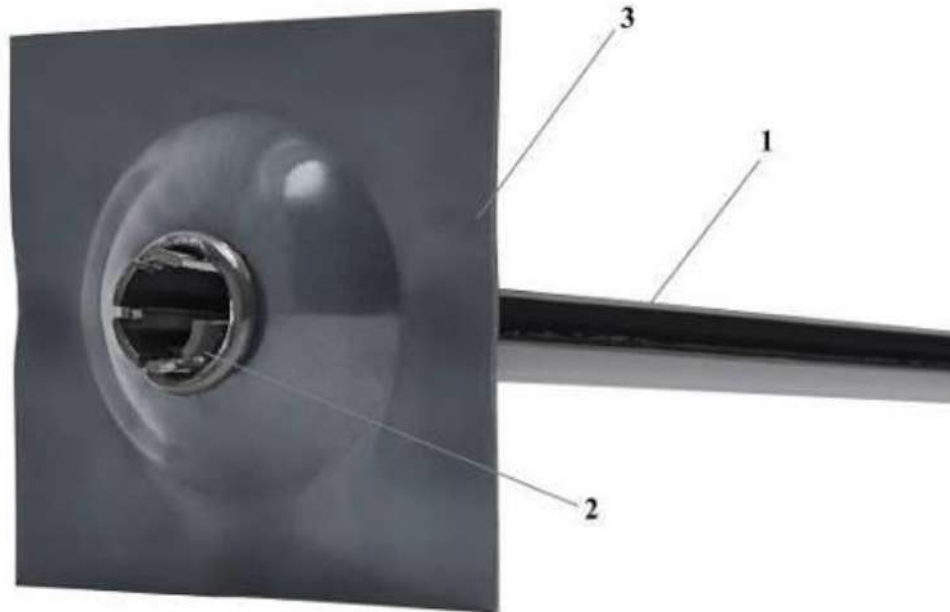


Рисунок 4.3. Конструкция анкера СА: 1 — стержень анкера; 2 — комбинированный опорный узел; 3 — опорная плита

Несущая способность самозакрепляющегося анкера складывается из трех силовых составляющих:

$$F = F_{\text{трП}} + F_c + F_B, \quad (4.1)$$

где  $F_{\text{трП}}$  — силы трения, обусловленные деформацией стенок анкера в поперечной плоскости, Н;  $F_c$  — силы сопротивления движению головной части, Н;  $F_B$  — силы, вызванные упругой деформацией анкера в продольном направлении, Н.

Все силы имеют независимый характер, и в связи с этим общее сопротивление движению равно их сумме.

Сила трения ( $F_{\text{трП}}$ ) обусловлена поперечной деформацией стенок анкера. Исходными параметрами, определяющими эту компоненту, являются: толщина стенки; продольная длина анкера, сопряженная с массивом; предел текучести материала анкера; коэффициент трения скольжения по контакту металл — порода; радиус анкера по среднему диаметру в деформированном состоянии.

Сила сопротивления движению головной части ( $F_c$ ) численно равна усилию, необходимому для внедрения конической части анкера. При этом обеспечивается сдвиг части слоя массива или упругая деформация конической части анкера. Для расчета данной силы используется: угол при вершине конуса анкера; продольная длина анкера, сопряженная с массивом; касательное напряжение сдвига материала массива; средний диаметр анкера в деформированном состоянии.

Сопротивление движению анкера ( $F_B$ ), обусловленное продольным изгибом, проявляется при одновременной реализации двух факторов:

- отклонения направления шпура от прямой;
- «смыкания» между собой оппозитных сторон паза анкера.

На величину сопротивления движению анкера, обусловленную продольным изгибом, влияют: радиус кривизны шпура; коэффициент трения скольжения; предельное отклонение конца шпура.

Основными достоинствами самозакрепляющегося анкера является существенное повышение безопасности горных работ за счет:

- включения в работу анкера сразу после размещения в закрепляемом массиве. Благодаря продольному разрезу анкер сжимается, что обеспечивает прочное и немедленное фрикционное сцепление с массивом по всей длине. Подвижки, смещения массива, деформации шпура способствуют только усилению сцепления анкера с массивом;

- отсутствия рабочих при установке анкеров под незакрепленным массивом, так как его ввод в шпур производится с буровой установки.

Проведенные исследования показали, что применение самозакрепляющейся анкерной крепи позволяет увеличить сетку штангования с  $0,7 \times 0,7$  м<sup>2</sup> при применении железобетонных штанг до  $0,9 \times 0,9$  м<sup>2</sup> за счет наличия опорной плиты размером  $0,2 \times 0,2$  м<sup>2</sup> и роста несущей способности. Данное увеличение сетки штангования снижает объем бурения шпуров для крепления и, соответственно, время на возведение крепи. Промышленные исследования несущей способности самозакрепляющихся анкеров показали,

что они обладают высокой несущей способностью ( $>7$  т) и обеспечивают качественное закрепление горного массива.

В местах интенсивного вывалообразования и в малоустойчивых породах рекомендуется использовать усиленную комбинированную крепь, которая может применяться совместно с армокаркасом и подвешиваемой поверх слоя набрызг-бетона металлической сеткой. Конструкция крепи также покрывается слоем набрызг-бетона (рис. 4.4).

Усиленная комбинированная крепь представляет собой комбинацию самозакрепляющегося анкера, армокаркаса и набрызг-бетона. Армокаркас представляет собой прямоугольную сетку из переплетенных арматурных стержней диаметром  $12\div 14$  мм из стали периодического профиля согласно ГОСТ 5781-82, расположенных в двух взаимно перпендикулярных направлениях, соединенных в местах пересечения сваркой по ГОСТ 10922-90. Размер ячейки сетки изменяется от  $100\times 100$  до  $200\times 250$  мм. Ширина центральной ячейки армокаркаса принимается около 1,3 ширины опорной плиты (рис. 4.4).

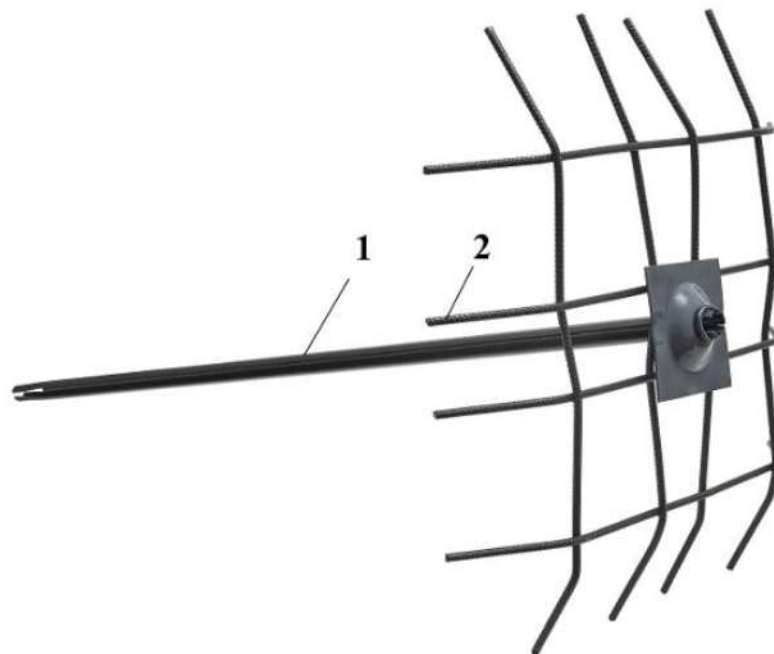


Рисунок 4.4. Общий вид СЗА-армокрепь: 1 — стержень анкера СЗА; 2 — армокаркас

Армокаркас нанизывается на стержень анкера и устанавливается одновременно с введением анкера в шпур, прижимаясь к контуру выработки опорной плитой.

В случае необходимости крепления выработок усиленной комбинированной крепью конструкция СЗА (СЗА-УКК) также предусматривает установку опорной плиты для подвешивания металлической сетки (рис. 4.5).

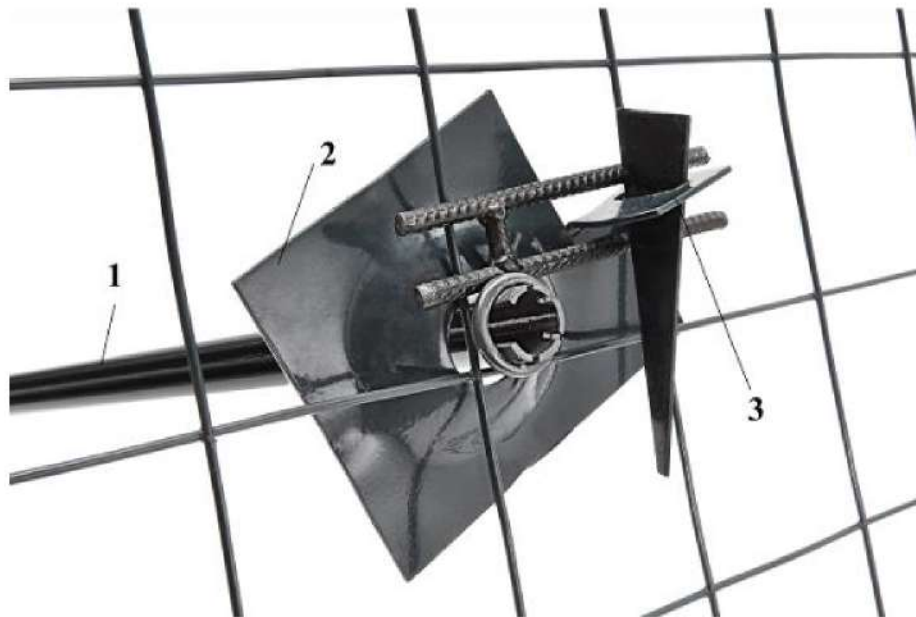


Рисунок 4.5. Конструкция усиленной комбинированной крепи СЗА-УКК: 1— стержень анкера СЗА, 2 — опорная плита УКК размером 200×250 мм, 3 — замок — металлический клин и арматурный фиксатор

Технология установки самозакрепляющейся анкерной крепи предусматривает бурение шпуров и размещение в них анкеров с помощью бурового оборудования (переносного и самоходного) с использованием специального хвостовика — пуансона. На пуансон насаживается самозакрепляющийся анкер, и при включенном перфораторе с одновременной подачей он вводится в шпур до полного прилегания опорной плиты к упрочняемым породам.

Установка анкера СЗА с применением ручных перфораторов производится следующим образом. После обурирования шпуров под анкеры производится установка самозакрепляющейся анкерной крепи с помощью

ручного перфоратора типа ПП или ПТ, для этого: снимается буровая штанга и коронка; устанавливается бур с пуансоном; анкерная крепь в сборе вручную зауженным концом стержня вводится в шпур до надежной его фиксации; перфоратор устанавливается под стержень анкера таким образом, чтобы буровая штанга с пуансоном были расположены соосно анкеру. При работающем перфораторе анкер устанавливается в шпур до полного прилегания опорной плиты к упрочняемым породам.

При использовании для установки СЗА перфораторов типа ПП (рис. 4.6) применяется бур небольшой длины (до 300–500 мм) с надетым пуансоном. При достижении максимального выхода колонки пневмоподдержки перфоратор переставляется ближе к устью шпура. В зависимости от высоты выработки установка анкеров может производиться с навала отбитой породы или при помощи специальных средств.

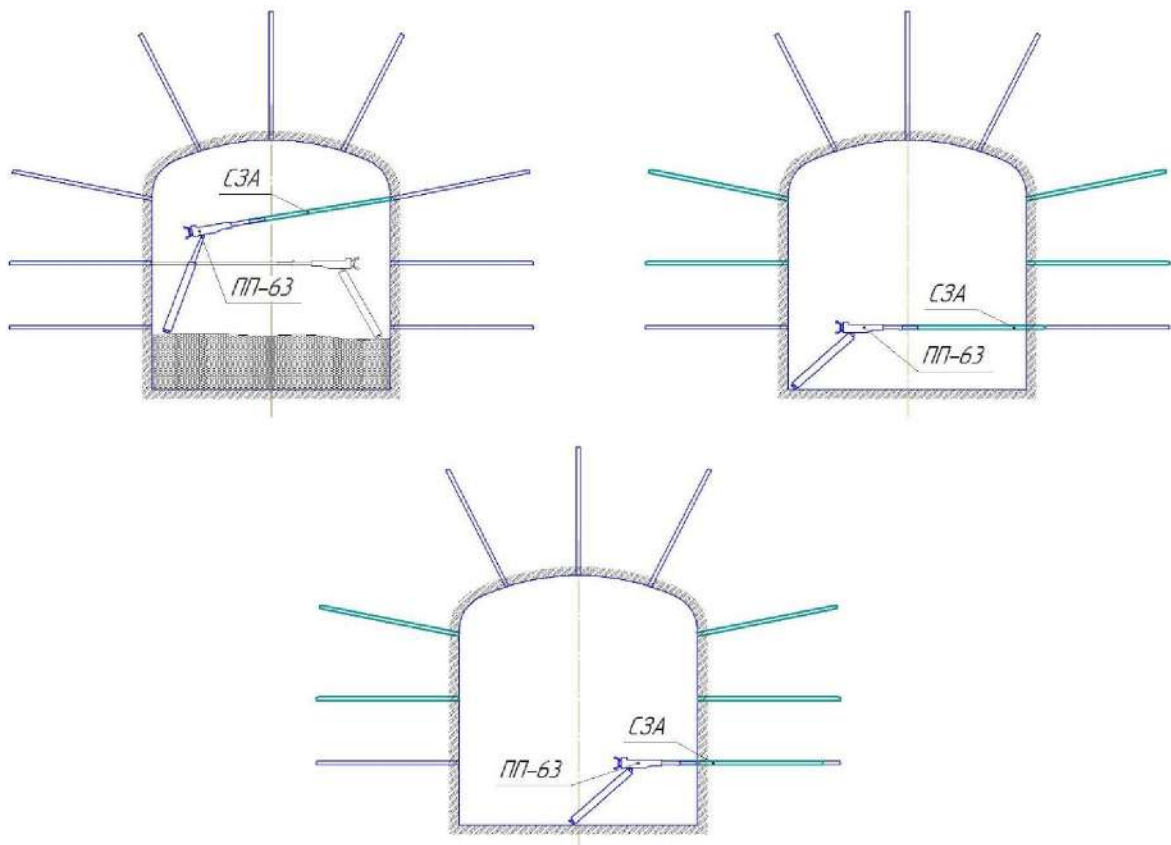


Рисунок 4.6. Схема установки самозакрепляющегося анкера с помощью переносного перфоратора типа ПП-63

Для крепления кровли выработки с применением телескопических перфораторов типа ПТ установка анкера производится поэтапно с заменой буров необходимой длины по мере внедрения анкера в шпур (рис. 4.7).

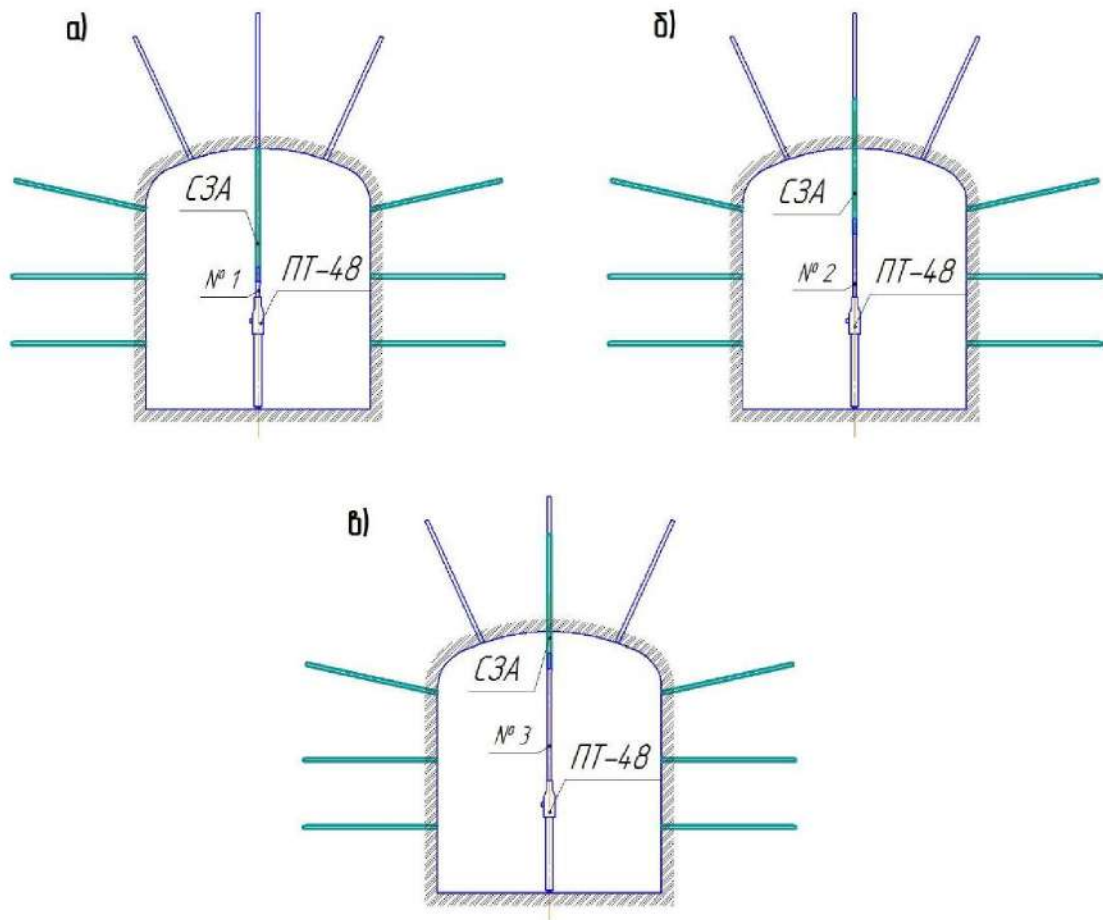


Рисунок 4.7. Схема установки самозакрепляющегося анкера с помощью переносного перфоратора типа ПТ-48: а, б, в — последовательный порядок установки анкеров со сменой буров необходимой длины (№ 1, 2, 3).

Поскольку применение переносного оборудования требует меньшего сечения подземных выработок, при их креплении с помощью самозакрепляющихся анкеров необходимо соблюдать необходимые размеры рабочего пространства в выработке для размещения в ней перфоратора, анкера и крепильщика. Например, при креплении выработок анкерами длиной 1800 мм минимальные размеры выработки без учета размещения рабочего будут определяться исходя из длины анкера, длины бура с пуансоном и габаритов перфоратора (рис. 4.8).



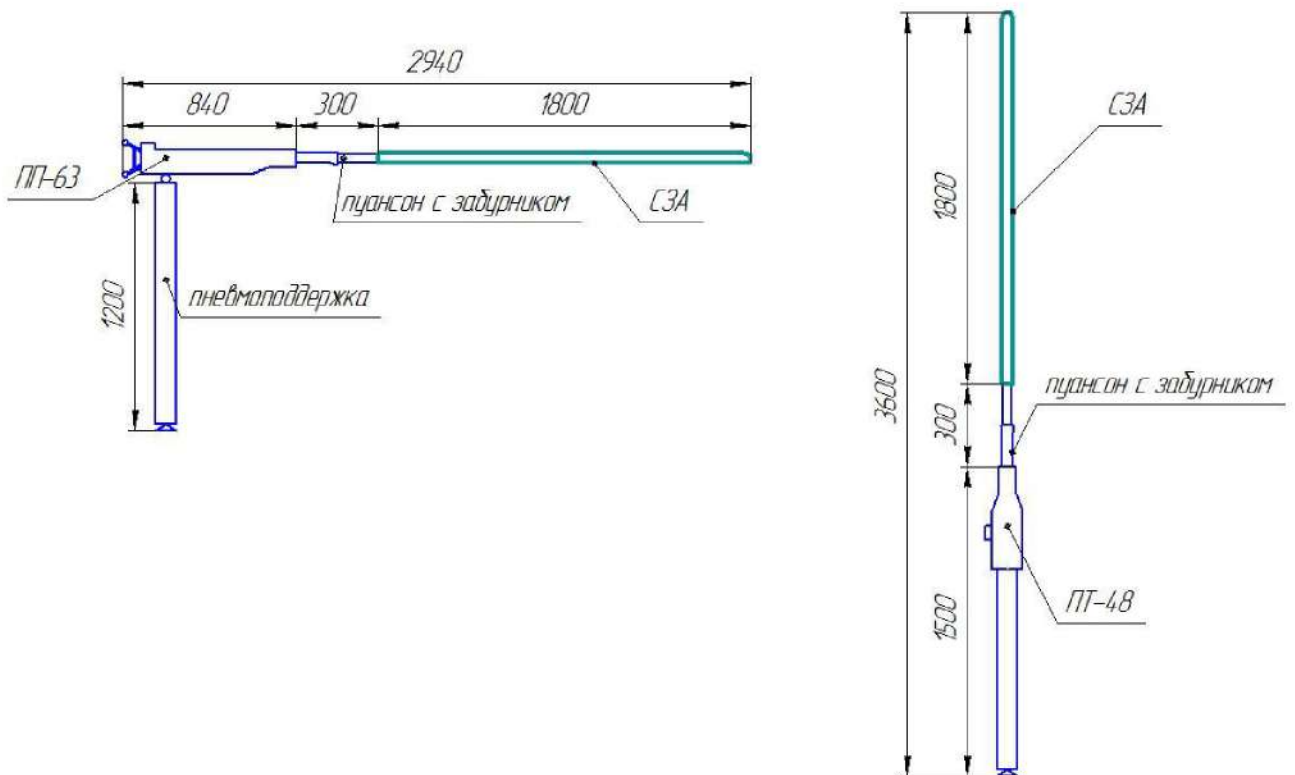


Рисунок 4.8. Необходимые размеры для установки анкера с помощью перфоратора ПТ-48 и ПП-63

При обеспечении необходимых размеров рабочего пространства самозакрепляющаяся анкерная крепь может быть установлена в выработке с помощью переносных перфораторов при соблюдении следующих основных правил безопасности:

- при установке анкера не допускается поддерживать буровую штангу руками, подавая сжатый воздух в перфоратор постепенно;
- нижний упор пневмоподдержки перфоратора следует устанавливать надежно, сжатый воздух в пневмоподдержку подавать в количестве, обеспечивающем постепенное увеличение нажатия на перфоратор и внедрение анкера. Не разрешается использовать вес тела для создания дополнительного давления на перфоратор;
- при установке самозакрепляющихся анкеров ручными перфораторами с пневмоподдержкой требуется занимать устойчивое положение и следовать за направлением штанги в шпуре по оси шпура;
- необходимо применять стандартные поддерживающие устройства, не используя для этих целей доски, трубы;

— при остановке перфоратора для смены бура или комплекта штанг, которыми производилась установка, следует извлекать их из шпура без отсоединения от перфоратора.

Выбор типоразмера анкера самозакрепляющейся анкерной крепи производится исходя из диаметра используемой буровой коронки согласно таблице 4.1. Длина анкеров устанавливается исходя из горнотехнических условий выработки, но не менее 1,5 м.

Таблица 4.1. Типоразмеры самозакрепляющейся анкерной крепи

Диаметр анкера (внешний), мм	Толщина стенки, мм	Диаметр буровой коронки, мм
48	2,5; 3; 3,5	44-45
44	3; 3,5	40-42
42	3; 3,5	38-40
40	3; 3,5	35-38

Параметры принятой к установке самозакрепляющейся анкерной крепи должны соответствовать условиям применения и обеспечивать устойчивое состояние кровли и боков выработок в течение всего расчетного срока их службы.

Одним из направлений совершенствования конструкций анкерных крепей является обеспечение распорного усилия анкера в шпуре по всей его длине. С этой целью был разработан трубчатый распорный анкер [162], который состоит из наружной металлической трубы 1 и внутренней металлической трубы 4 (рис. 4.9). На внешней поверхности наружной металлической трубы 1 выполнена винтовая резьба 2, а по всей длине трубы имеется продольная щель 3. Внутренняя металлическая труба 4 имеет внешний диаметр больший, чем внутренний диаметр наружной трубы, и по всей ее длине имеется также щель 3.

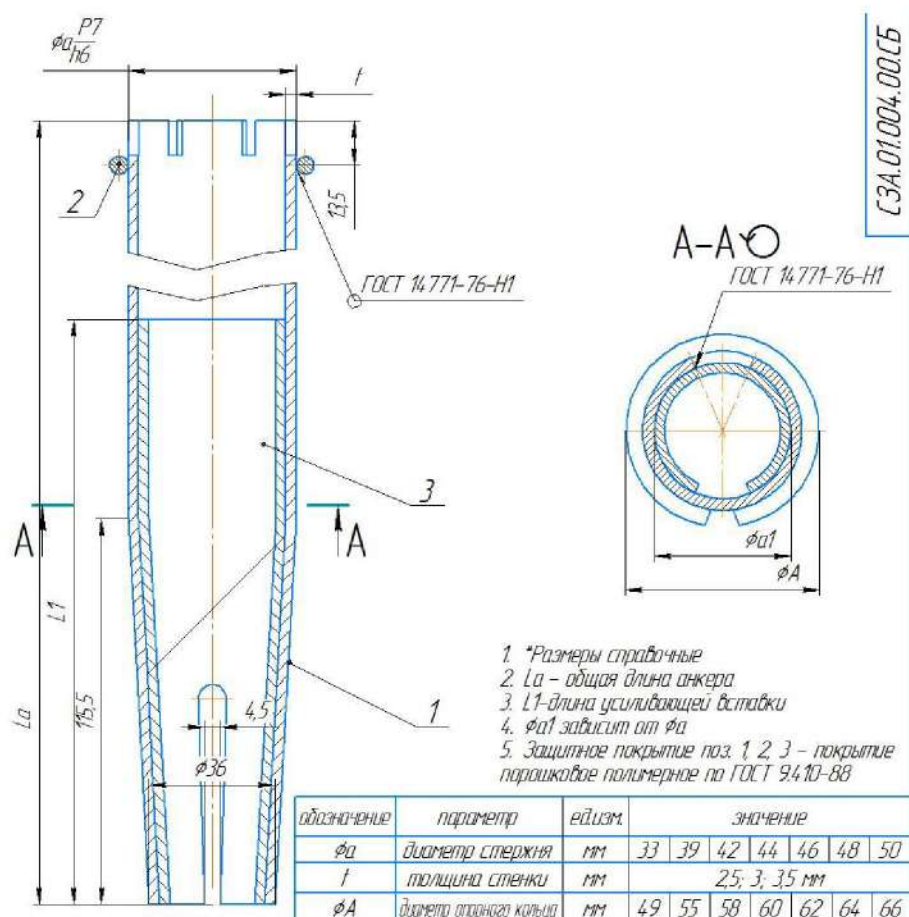


Рисунок 4.9. Конструкция усиленного фрикционного анкера СЗА

При изготовлении анкера СЗА со стороны конусной части анкера устанавливается дополнительная усиливающая вставка 3, размер которой определяется в соответствии с горно-геологическими условиями массива. При установке усиленного анкера СЗА распирающее усилие на стенки наружного стержня в несколько раз выше за счет наличия дополнительной вставки, закрепляющей анкер в шпуре по всей его длине. Действующее усилие распора через наружную металлическую трубу передается окружающему породному массиву, создавая сжатие имеющихся в законтурном массиве трещин и предотвращая их дальнейшее развитие.

При проходке горных выработок в крепких, упругих породах усилия распора может быть недостаточно для внедрения зубьев винтовой нарезки в стенки шпура, поэтому в таких условиях рекомендуется применять гидрораспорные трубчатые анкеры [175].

С целью повышения надежности анкерного крепления СЗА выполнены исследования по определению узлов и конструктивных элементов, ограничивающих несущую способность анкера. Данным узлом является опорный узел. Существующая конструкция опорного узла на анкере СЗА подразумевает приварку кольца к стержню анкера, что заведомо снижает его несущую способность ввиду концентрации напряжений (рис. 4.10).

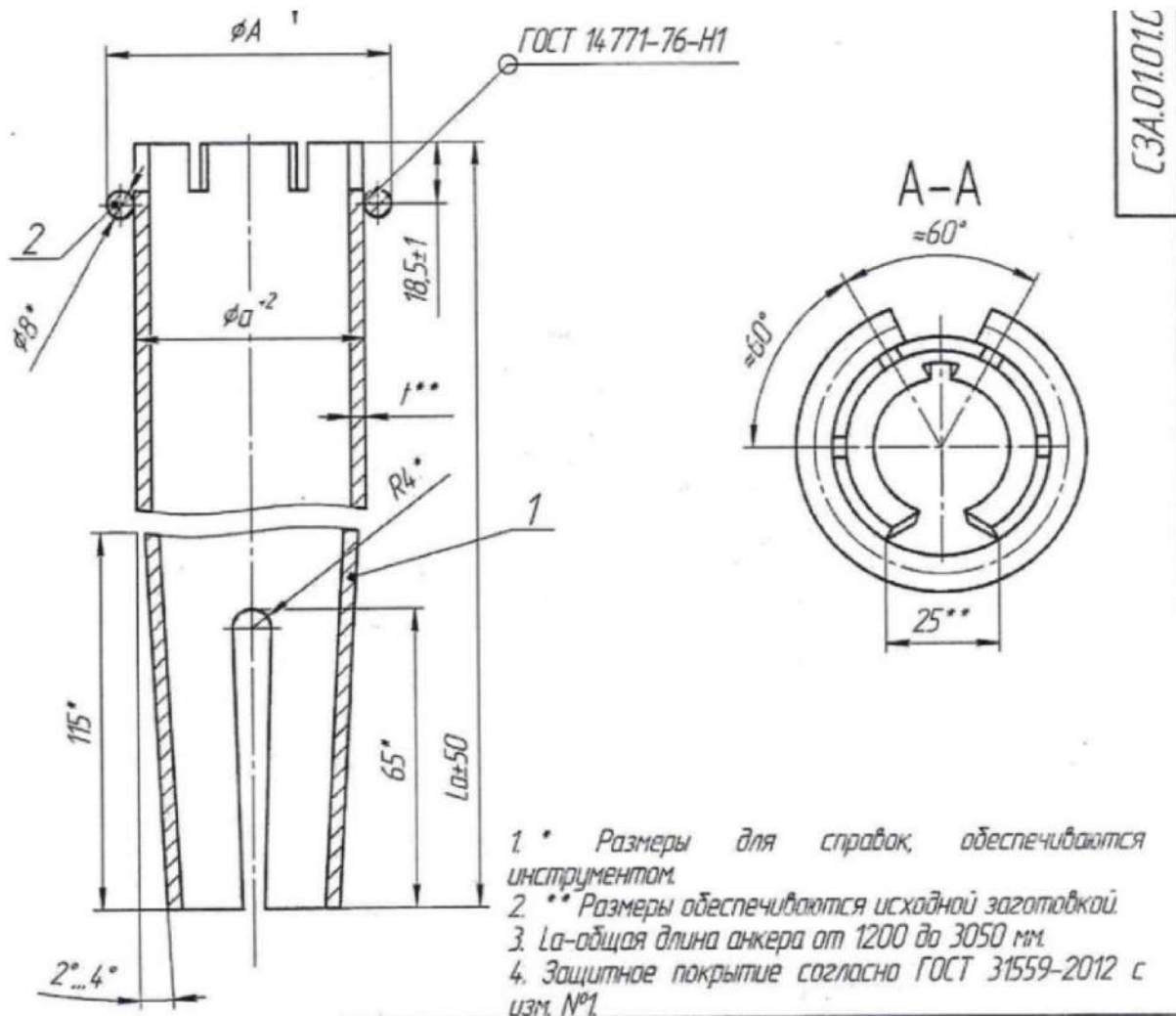


Рисунок 4.10. Общий вид анкера СЗА с приваренным опорным узлом

Для устранения данного недостатка разработана конструкция опорного узла анкера СЗА, исключая приварку опорного кольца. Технологический процесс производства нового опорного узла заключается в формировании из металла стержня анкера юбки путем развальцовки нагретого металла до температуры  $960^\circ\text{C}$ . При такой температуре происходит пластичная деформация металла без изменения кристаллической решетки, не влияя на прочность конструкции (рис. 4.11).

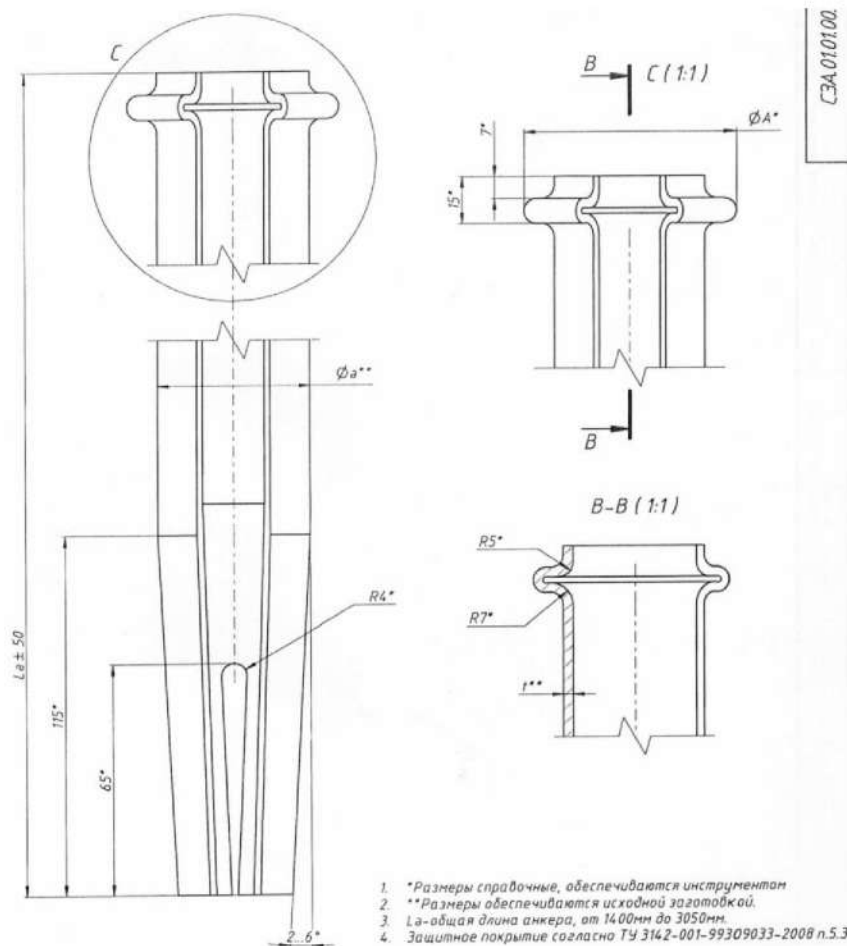


Рисунок 4.11. Общий вид анкера СЗА с формованным опорным узлом

Совершенствование конструкций анкерной крепи, способов ее закрепления в несущем замке, создание опорного узла в основании, комбинация с металлической сеткой, опорными плитами позволяет существенно сократить время на возведение и поддержание крепи, повысить устойчивость горных выработок и срок их эксплуатации. При этом следует учитывать, что выбор конструкции и несущей способности крепи должен производиться с учетом физико-механических характеристик, структурных особенностей горных пород и требуемого срока эксплуатации горной выработки.

#### 4.2. Оценка технологических характеристик, несущей способности крепи и скорости ее набора

Используемые в конструкции усиленной комбинированной анкерной крепи элементы: анкеры СЗА, армокаркас, сетка, сухая смесь для торкрет-

бетона — должны удовлетворять соответствующим стандартам и требованиям нормативных документов, в том числе внутренним нормам горного предприятия, осуществляющего разработку месторождения.

Так, элементы анкерной крепи СЗА должны соответствовать требованиям межгосударственного стандарта ГОСТ 31559-2012 «Крепи анкерные. Общие технические условия». Сухая смесь для торкрет-бетона должна удовлетворять требованиям ГОСТ 18105.

Цель проведенных лабораторных испытаний — оценка элементов усиленной комбинированной крепи, соответствующих требованиям стандартов, возможностям повышения интенсивности освоения месторождений при обеспечении требуемой несущей способности крепи. Объектом лабораторных испытаний явились анкерная крепь СЗА производства ООО «УралЭнергоРесурс» и состав твердеющей смеси торкрет-бетонной крепи MasterRoc STS 1510 производства ООО «BASF».

Для проведения испытаний элементов анкерной крепи СЗА были подготовлены образцы анкеров, представленные на рисунке 4.12. Технические характеристики анкеров СЗА представлены в таблице 4.2.



Рисунок 4.12. Анкер СЗА: а) общий вид; б) вид опорной плиты

Таблица 4.2. Характеристики анкеров СЗА

Параметр	Единица измерения	Значение
Длина	мм	2050
Диаметр	мм	48
Толщина стенки	мм	3

Исследования проводились на испытательном стенде, характеристики которого приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3. Характеристики испытательного стенда

Испытательная машина	AG-IS/I/IC/EZGraph
МАХ усилие, кН	300
Тип испытания	Растяжение
Серийный номер машины	i30124939506

Отбор проб для механических и технологических испытаний производился согласно ГОСТ 7564. Механические характеристики элементов крепи определялись на образцах, выпиленных из анкеров и элементов торкрет-бетонной смеси в стандартных формах. Испытание на растяжение проведено в соответствии с ГОСТ 1497. Вырезку заготовок из профиля СЗА для образцов проводили на металлорежущих станках. При изготовлении образцов принимались меры, исключаяющие возможность изменения свойств металла при нагреве или наклепе, возникающих в результате механической обработки. Глубина резания при последнем проходе не превышала 0,3 мм. Испытания на растяжение выполнялись с использованием пропорциональных плоских образцов толщиной в рабочей части 3,0 мм (для опорной плиты — 4 мм). Длина образцов принята 100 мм, ширина — 25 мм (рис. 4.13). Образцы маркировались в зоне, выходящей за пределы рабочей длины образца.

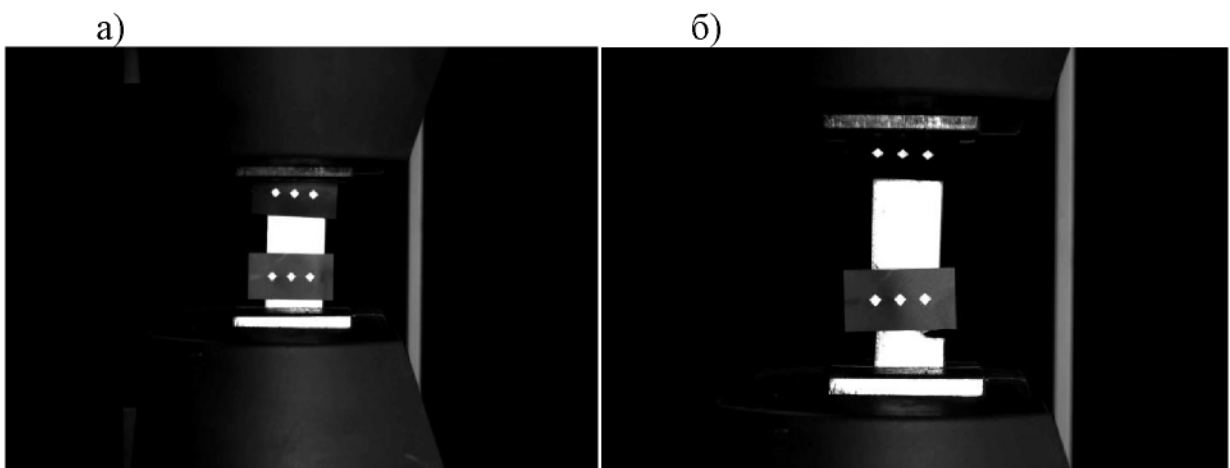


Рисунок 4.13. Испытание образца на стенде: а) до нагружения; б) в последние 100 мс до разрыва

Для определения временного сопротивления растяжению  $[\sigma_p]$  образец подвергали растяжению под действием плавно возрастающего усилия до

разрушения. Наибольшее усилие, предшествующее разрушению образца, принималось за усилие  $P_{max}$ , на основе которого рассчитывалось временное сопротивление [сопротивление  $[\sigma_p]$ ], Н/мм<sup>2</sup>, по формуле:

$$[\sigma]_p = \frac{P_{max}}{F_0}, \quad (4.2)$$

где  $F_0$  — площадь поперечного сечения образца, мм<sup>2</sup> (для образца — толщиной 3 мм, шириной — 25 мм,  $F_0 = 75$  мм<sup>2</sup>).

В результате проведенных испытаний временное сопротивление материала стержня анкеров СЗА составило 439,73 МПа, что соответствует требованиям ГОСТ 31559–2012:  $[\sigma_p] \geq 410$  МПа.

Определение относительного равномерного удлинения элементов анкера выполнено на образцах с начальной расчетной длиной 100 мм. Относительное равномерное удлинение  $\delta_p$  определено для большей части разрушенного образца на расчетном участке  $A'B'$ , представленном на рисунке 4.14, отстоящем не менее чем на 6 мм от места разрыва. Начальную длину расчетного участка  $l_{np}$  определяли по количеству меток на участке и начальному расстоянию между ними.

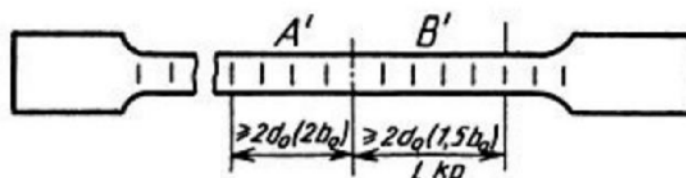


Рисунок 4.14. Схема к определению относительного равномерного удлинения

Относительное равномерное удлинение  $\delta_p$ , %, определялось по формуле:

$$\delta_p = \frac{(l_{кр} - l_{np}) \cdot 100}{l_{np}}. \quad (4.3)$$

Согласно ГОСТ 1497, в случае если на испытательном стенде определение относительного удлинения после разрыва производится автоматически, как это было произведено в эксперименте, то нанесение меток для ограничения начальной расчетной длины образца не является обязательным.



Параметры и результаты испытаний временного сопротивления на разрыв и оценка относительного удлинения стержня анкера приведены в таблицах 4.4, 4.5, 4.6.

Таблица 4.4. Характеристика и режим элементов анкерной крепи

Показатели	Характеристика
Форма	Плоская
Части серии	2
Режим испытания	Одиночный
Скорость, мм/мин	15
Серия	2

Таблица 4.5. Характеристика образцов при испытании элементов анкерной крепи

Имя образца	Толщина, мм	Ширина, мм	Длина базы измерения, мм
№ 1	3	21,88	30
№ 2	3	25,13	30

Таблица 4.6. Результаты испытаний механических характеристик элементов анкерной крепи

Образец	Модуль упругости, Н/мм <sup>2</sup>	Максимальное усилие, Н	Максимальное напряжение, Н/мм <sup>2</sup>	Неравномерное удлинение, мм (последние 100 мс)	Неравномерное удлинение, % (деформация)
№ 1	17349,8	19050,0	439,726	10,5425	35,935
№ 2	15435,2	21750,0	437,121	11,5229	32,8064

Результаты испытаний механических характеристик анкерной крепи изображены на рисунке 4.15.

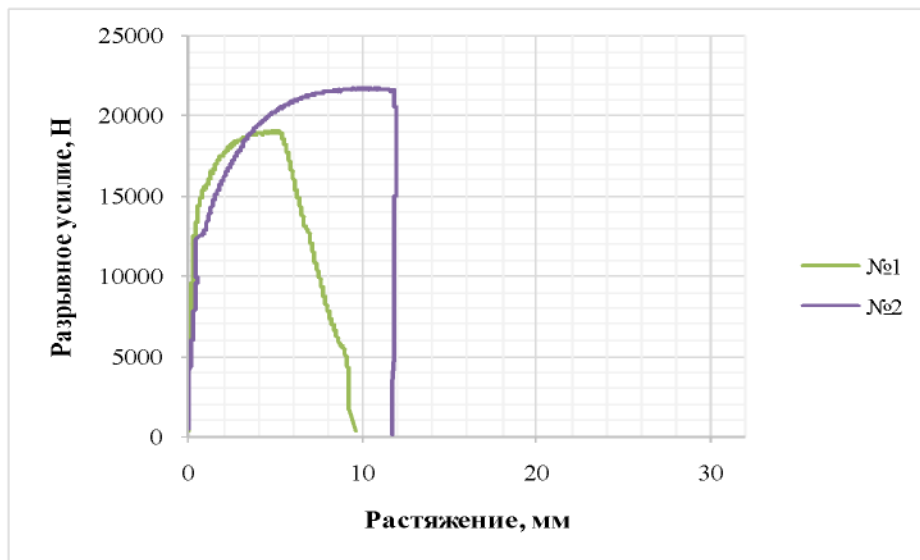


Рисунок 4.15. Диаграмма деформирования элементов СЗА при растяжении

После проведенных испытаний было определено, что временное удлинение рабочих элементов анкера СЗА составило 32,8 и 35,9%, что соответствует требованиям ГОСТ 31559–2012, п. 5.1.5а.5, по которому относительное удлинение материала стержня анкера должно быть не менее 25%.

Для исследования несущей способности опорного узла анкера СЗА с наружным диаметром 48 мм была подготовлена партия образцов длиной 200 мм, по три образца в каждой. При этом три образца развальцовывались, а три оставались без развальцовки. К свободному концу анкера приваривался штифт с резьбой М24х3 для монтажа к подвесной траверсе испытательного стенда. Во время испытания несущей способности опорного узла анкера СЗА образец прочно фиксировался в зажимах. Верхний зажим крепился к динамометрическому датчику, он, в свою очередь, крепился к траверсе, а нижний зажим — к неподвижному основанию нагрузочной рамы (рис. 4.16).

а)

б)



Рисунок 4.16. Испытания элементов СЗА в разрывной машине: а — общий вид; б — оснастка

При проведении исследований скорость нагружения не превышала 50 мм/мин. Вид СЗА в разрывной машине показан на рисунке 4.17.

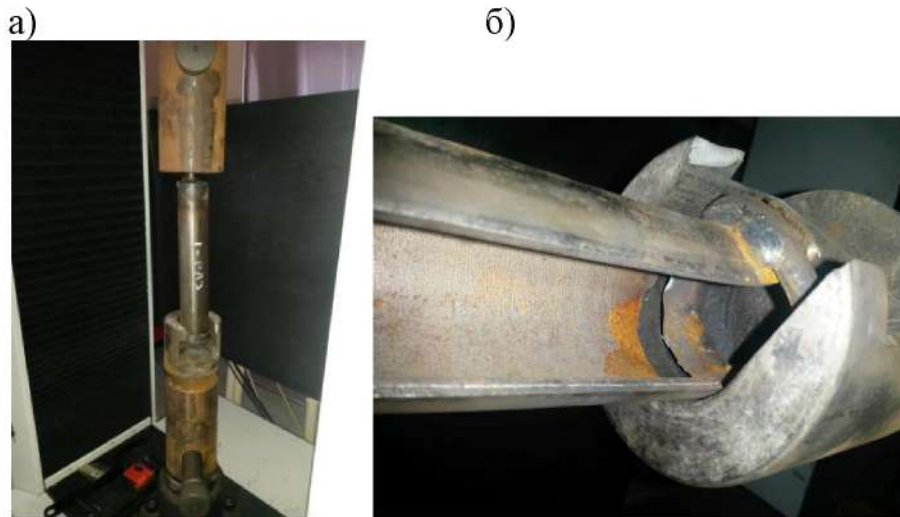


Рисунок 4.17. Процесс испытания элементов СЗА в разрывной машине: а — до нагружения; б — после процесса нагружения

На рисунке 4.18 показан характер разрушения опорного узла анкера СЗА.

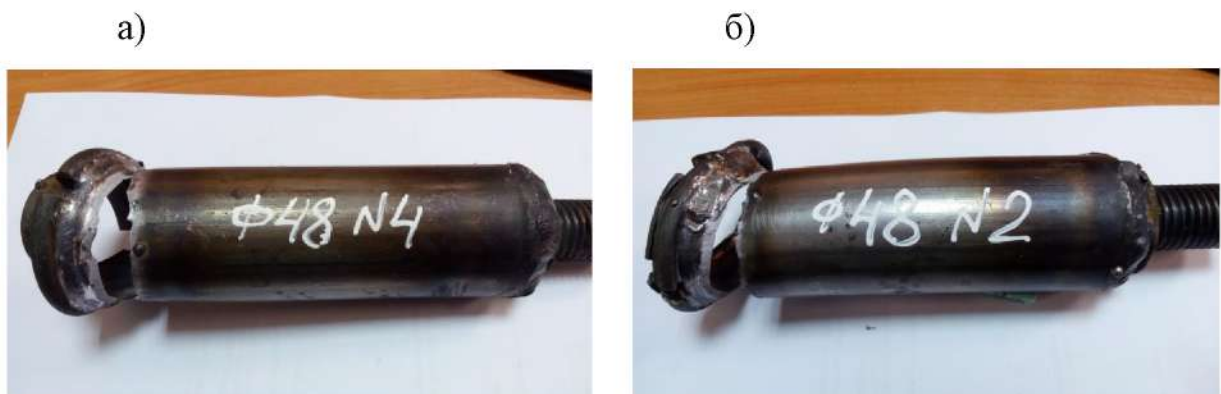


Рисунок 4.18. Вид опорного узла СЗА после разрушения: а — без развальцовки; б — с развальцовкой

Режим испытаний и параметры образцов, а также результаты испытаний несущей способности опорного узла анкера приведены в таблицах 4.7–4.9 и на графике 4.19.

Таблица 4.7. Характеристики режима испытаний опорного узла СЗА

Показатели	Характеристика
Режим испытания	Одиночный
Скорость, мм/мин	50
Форма	Незамкнутый контур
Части серии	6
Серия	1
Эксперимент. Длина базы измерения, мм	50

Таблица 4.8. Параметры образцов

№ п/п	Образец	Расчетная область измерения, мм	Длина базы измерения, мм
1	СЗА Ø48 — 1 (развальцованный)	1	100
2	СЗА Ø48 — 2 (развальцованный)	1	100
3	СЗА Ø48 — 1 (без развальцовки)	1	100
4	СЗА Ø48 — 2 (без развальцовки)	1	100

Таблица 4.9. Результаты исследований несущей способности опорного узла анкера СЗА диаметром 48 мм

№ п/п	Образец	Максимальное усилие на растяжение, Н
1	СЗА Ø48 — 1 (развальцованный)	119822,0
2	СЗА Ø48 — 2 (развальцованный)	116297,0
3	СЗА Ø48 — 1 (без развальцовки)	106959,0
4	СЗА Ø48 — 2 (без развальцовки)	109725,0

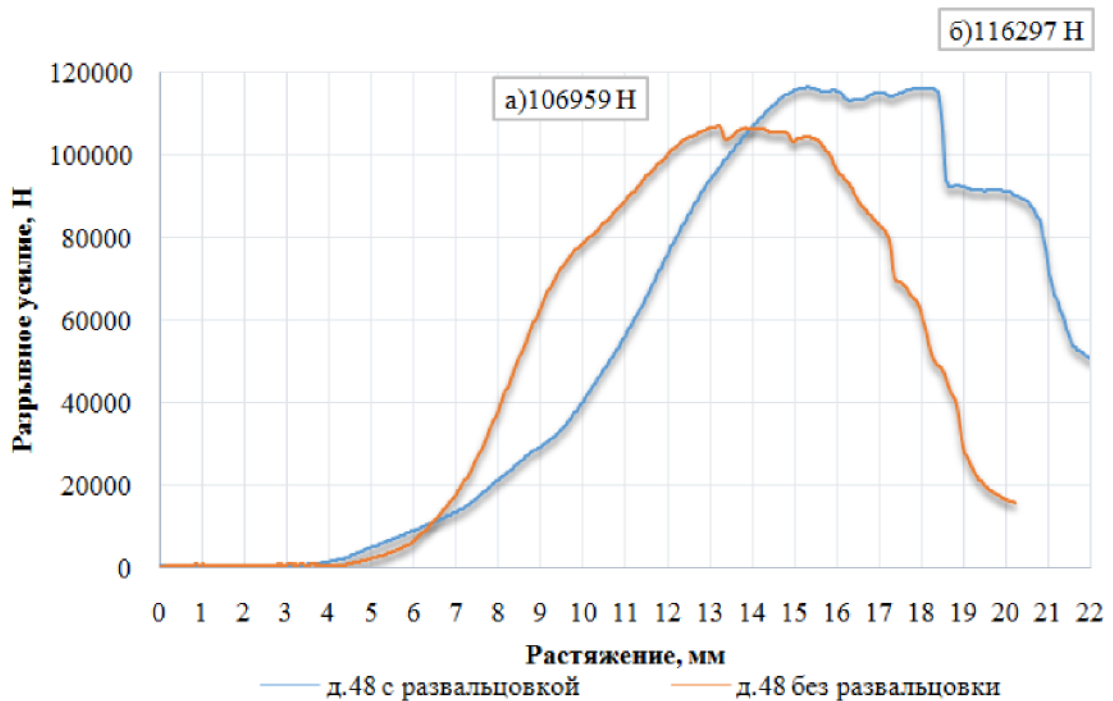


Рисунок 4.19. Диаграмма деформирования опорного узла СЗА: а) без развальцовки; б) с развальцовкой

Результаты испытаний позволили установить:

- разрушение целостности элементов опорного узла с развальцовкой и без развальцовки произошло в диапазоне разрывных усилий от 106 до 120 кН;
- несущая способность опорного узла СЗА как с развальцовкой, так и без развальцовки соответствует требованиям ГОСТ 31559–2012, по которым несущая способность упора для опорной шайбы должна быть не менее 0,75 разрывного усилия стержня анкера;
- величина разрывных усилий образцов с развальцовкой превышает значения разрывных усилий образцов без развальцовки в среднем на 25–30%;
- по результатам проведенных испытаний сварные швы всех представленных образцов сохранили свою сплошность. Разрывы, трещины, растянувшиеся участки не обнаружены;
- разрушение всех элементов опорного узла происходило по металлу СЗА перед сварным швом.

Определение сроков схватывания твердеющей смеси торкрет-бетона производилось путем пенетрирования пестиков различного сечения в

растворную часть смеси и фиксации времени, необходимого для проникания пестика на глубину  $(25 \pm 2)$  мм при фиксированных двух значениях сопротивления пенетрации, равных 4,0 и 24,0 МПа, соответствующих времени начала и конца схватывания. Для проведения исследований применялись следующие средства испытания:

- пенетромтр марки С213 с нагрузочным устройством, позволяющим создавать усилие не менее 600 Н с точностью измерения усилия не менее 10 Н и набором пестиков диаметром 4,5; 6,5; 9,0; 14,5; 20,0 и 25,0 мм;
- контейнеры кубовидной формы с ребром 150 мм;
- уплотняющий стальной стержень диаметром 16 мм, длиной 600 мм, с закругленными концами;
- пипетка для удаления с поверхности образца раствора цементного молока;
- термометр с диапазоном измерения температуры до 60 °С;
- сито с круглыми отверстиями диаметром 5 мм.

Отбор проб растворной части из торкрет-бетонной смеси проводился непосредственно после приготовления смеси. Из каждой пробы бетонной смеси отбирали объем, необходимый для проведения трех параллельных испытаний. Отобранные пробы помещались в контейнер кубовидной формы в один слой высотой 140 мм. Уплотнение проб в контейнере проводилось по ГОСТ 10180. Температура хранения проб до их испытания и во время испытания изменялась от 20 до 25 °С.

Перед началом испытаний с поверхности проб смеси производилось удаление цементного молока с помощью пипетки. Исходя из условия погружения пестика на глубину 25 мм за время 10 с произведен выбор его диаметра, который составил 6,5 и 9 мм. Пестик пенетромметра, диаметром 6,5 мм, приводился в контакт с поверхностью пробы смеси в контейнере. Постепенно и равномерно в течение  $10 \pm 2$  сек прилагалось вертикальное усилие, пока пестик не проникнет в смесь на глубину  $25 \pm 2$  мм, при этом фиксировалось усилие, необходимое для пенетрации пестика на глубину 25

мм; время, прошедшее с момента затворения смеси до момента начала испытаний.

Результаты испытаний сроков схватывания торкрет-бетонной смеси при различных соотношениях В/Т представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.10. Результаты определения сроков схватывания торкрет-бетонной смеси

Смесь при водо- твердом отношении	Начало схватывания, мин.	Конец схватывания, мин.
В/Т = 0,2	4	13
В/Т = 0,17	4	6

Испытания сроков схватывания различных составов торкрет-бетонной смеси показали, что при различных соотношениях водо-твердого конец схватывания изменяется от 6 до 13 мин., уменьшение соотношения в/т до 0,17 позволяет сократить время схватывания смеси более чем в два раза. Поэтому для четкого фиксирования расхода воды в шахтных условиях рекомендуется в водную магистраль врезать расходомер.

Определение прочности на одноосное сжатие элементов торкрет-бетонной смеси производилось на образцах кубической формы с размером ребра 70 мм. Число образцов в серии составило три. Для каждого установленного срока испытаний: 1 сут., 3 сут., 7 сут., 28 сут. — изготавливалось по три образца. Образцы, предназначенные для твердения в нормальных условиях после изготовления до их распалубливания, хранились в формах, покрытых влажной тканью, исключая испарение из них влаги, в помещении с температурой воздуха  $(20 \pm 5) ^\circ\text{C}$ . Перед испытанием образцы подвергались визуальному осмотру. Наличие дефектов в виде трещин, околос ребер, раковин и инородных включений не обнаружено. Нагружение образцов проводилось непрерывно, с постоянной скоростью нарастания нагрузки до его разрушения. При этом время нагружения образца до его разрушения составило более 30 с. Максимальное усилие, достигнутое в процессе испытания, принималось за разрушающую нагрузку.

Предел прочности образца торкрет-бетонной смеси при сжатии  $[\sigma_{сж}]$ , МПа, образца вычислялся по формуле:

$$\sigma_{сж} = a \frac{P}{F}, \quad (4.4)$$

где  $P$  — наибольшая нагрузка, установленная при испытании образца, МН;  $F$  — площадь поперечного сечения образца,  $m^2$ ;  $a$  — поправочный коэффициент, при расчете предела прочности на сжатие для образцов с размером ребра 70x70 мм принимается равным 0,85.

При испытаниях на изгиб образец, выдержанный в течение установленного срока, устанавливался в пресс, и производилось его нагружение до разрушения при постоянной скорости нарастания нагрузки  $0,05 \pm 0,01$  МПа/с.

Предел прочности при изгибе  $[\sigma_{раст}]$ , МПа, образца вычислялся по формуле:

$$[\sigma_{раст}] = \frac{1,5Fl}{b^3}, \quad (4.5)$$

где  $F$  — разрушающая нагрузка, Н (принималась по показаниям прессы);  $l$  — расстояние между осями опор, мм, в испытаниях  $l = 100$  мм;  $b$  — размер сторон квадратного сечения образца, мм,  $b = 40$  мм.

Результаты испытаний образцов представлены в таблице 4.11.

Таблица 4.11. Расход материалов и пределы прочности при сжатии и изгибе MasterRoc STS 1510

№ п/п	Расход материалов на 1 м <sup>3</sup> смеси, кг		Плотность смеси, кг/м <sup>3</sup>	Средние значения $[\sigma_{сж}]$ , МПа при различных сроках твердения, сут.				В/Т	Средние значения $[\sigma_{раст}]$ на 28 сут., МПа
	Смесь	Вода		1	3	7	28		
1	1775	355	2130	11,8	15,9	19,1	26,9	0,2	7,7
2	1778	356	2134	11,6	16,3	19,4	25,5	0,2	5,0
3	1713	377	2090	-	-	-	21,2	0,22	4,5
4	2005	341	2347	15,0	-	24,5	34,4	0,17	8,1

В результате проведенных испытаний достигнут предел прочности при сжатии твердеющего массива и на 28-е сутки составил 34,4 Мпа, что соответствует бетону В25, а это, в свою очередь, удовлетворяет требованиям, предъявляемым к торкрет-бетонам, определенным ВСН 126–90 (рис. 4.20).



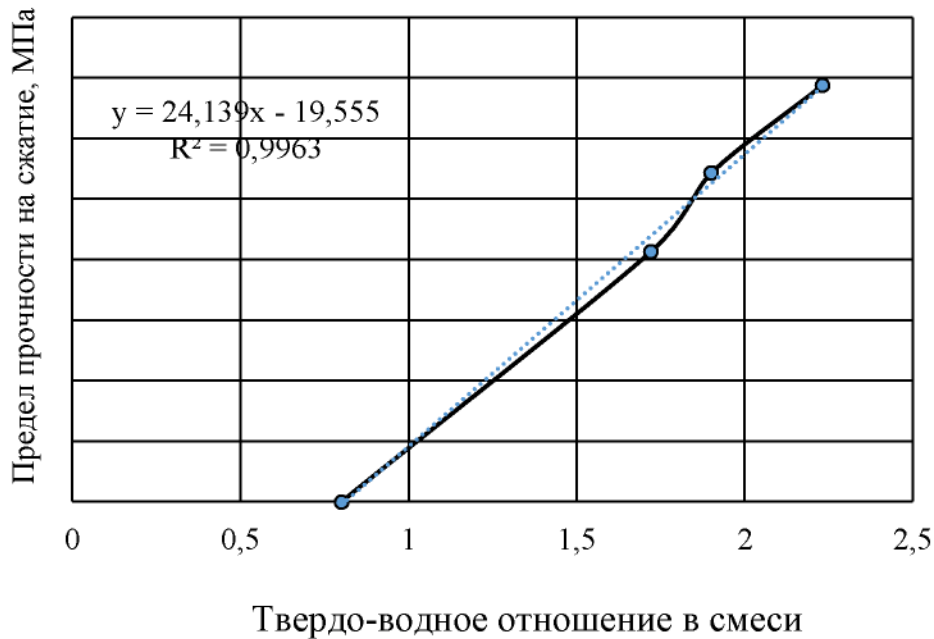


Рисунок 4.20. Зависимость предела прочности на сжатие торкрет-бетонной смеси от твердо-водного отношения

Анализ графика показал, что прочностные показатели торкрет-смеси класса В25 составляют 32,7 МПа и достигаются при  $T/V = 2,2$  или  $V/T = 0,17$ . Для получения класса В22,5 с прочностью 29,4 МПа необходимо  $T/V$ , равное 2,0, или  $V/T = 0,19$ .

Таким образом, при «сухом» методе торкретирования с использованием готовых смесей, содержащих ускорители твердения, значительное влияние на свойства готового торкрет-бетона оказывает количество подаваемой воды. Данный факт подтвердили результаты промышленных исследований. Также качество торкрет-бетона в промышленных условиях будет зависеть от квалификации крепильщика, который в процессе подачи смеси регулирует количество воды. При этом следует учитывать, что сокращение  $V/T$  в смеси оказывает существенное влияние на продолжительность набора прочности торкрет-бетонной крепи, а следовательно, и на скорость проходки выработок. Установленные зависимости прочности от времени твердения и соотношения  $T/V$  следует учитывать при обосновании состава смеси.

Водопроницаемость образцов торкрет-смеси после 28 суток твердения в нормальных условиях была определена по методике ГОСТ 12730.5-84 «Бетоны. Методы определения водонепроницаемости. Приложение 4

(рекомендуемое). Ускоренный метод определения водонепроницаемости бетона по его воздухопроницаемости» [53].

Исследуемые образцы показали марку по водонепроницаемости до W20. Это объясняется значительным расходом цемента и подтверждается СНиП 82-02-95 «Федеральные ( типовые ) элементные нормы расхода цемента при изготовлении бетонных и железобетонных изделий и конструкций» [183], где для тяжелого и мелкозернистого бетонов в таблице 4.11 указано, что для подвижного бетона при расходе цемента 400 кг/м<sup>3</sup> обеспечивается по водонепроницаемости класс W6 и морозостойкость F300 по ГОСТ 10060 «Бетоны. Методы определения морозостойкости» [52]. С увеличением расхода цемента показатели водонепроницаемости и морозостойкости растут. Таким образом, сухие торкрет-смеси классов В25 и выше обладают гарантированной водонепроницаемостью и морозостойкостью для применения в горных выработках.

Опытно-промышленные испытания усиленной комбинированной крепи проводились во вновь проводимых выработках в характерных для Артемьевского месторождения горно-геологических условиях: породы и руды средней и слабой категории устойчивости, сильной и весьма сильной нарушенности, в зоне или вне зоны влияния очистных работ.

На первоначальном этапе перед установкой анкеров СЗА в Артемьевской шахте произведена оценка возможности имеющегося оборудования и технологического процесса производства горнопроходческих работ, она показала, что требуется корректировка диаметра шпура под анкер. На предприятии при проходке горных выработок используются бурильные установки Воомег с коронками 36 и 45 мм. Под данный диаметр коронок, а соответственно, и шпуров на шахту Артемьевскую поставлены анкеры СЗА диаметром 39 и 48 мм. На стреле СБУ имеются два люнета со вкладышами, после снятия которых возможно беспрепятственно производить подачу СЗА в шпур.

Перед проведением опытно-промышленных испытаний усиленной крепи произведена предварительная оценка несущей способности анкеров СЗА. Затем 20.12.2016 в присутствии представителей ООО «УралЭнергоРесурс», ТОО «ExpertPRO» и специалистов Артемьевского рудника проведена опытная установка анкерной крепи СЗА и испытания ее несущей способности. Испытания проводились на участке выработки ДОК 10 отм. 66 гор. 4 блок 5 бис, пройденной в породах III и IV категории устойчивости. Для установки крепи были пробурены шпуры диаметром 45 и 36 мм соответственно под анкеры СЗА = 48 и 39 мм с помощью самоходной буровой установки (СБУ) «Бумер». Произведена подготовка бурового оборудования для возведения крепи СЗА: на стреле СБУ произведен демонтаж вкладышей центрального и переднего люнета стрелы подагчика; установлен укороченный бур с пуансоном для подачи анкеров в шпур.

Анкеры СЗА с опорной плитой путем подачи гидроперфоратором устанавливались в забуренные шпуры в бортах выработки с помощью специального пуансона, обеспечивающего формирование опорного узла анкера и работу перфоратора в штатном ударно-вращательном режиме. Всего установлено пять комплектов СЗА  $\varnothing=48$  и три комплекта СЗА  $\varnothing=39$  мм, длиной 2050 мм.

Испытания несущей способности установленных анкеров проводились с использованием штанговывергивателя ПКА-3. В результате испытаний зафиксирована несущая способность анкера 98–100 кН, то есть около 10 т. Согласно паспорту на самозакрепляющуюся анкерную крепь, минимальная несущая способность крепи должна составлять 50 кН. Таким образом, установлено, что анкерная крепь СЗА отвечает заявленной несущей способности.

В процессе установки крепи зафиксировано: чистое время установки одного анкера составляет не более 1 минуты, а с учетом продолжительности подготовительных операций — 2–3 мин. Для возведения крепи достаточно двух рабочих — оператора и помощника. Таким образом, время на установку

СЗА по сравнению с железобетонными сокращается более чем на порядок. А время набора несущей способности его превышает, что способствует повышению устойчивости горных выработок.

Произведен расчет параметров закрепления выработок с учетом результатов ОПИ, и разработаны типовые паспорта крепления на основе усиленной комбинированной крепи, представленной самозакрепляющейся анкерной крепью СЗА и торкрет-бетона в условиях Артемьевского рудника. В соответствии с этим с 16.01.2017 начаты работы по закреплению опытного участка выработки ДШ-6 гор. 13 в соответствии с утвержденным проектом производства работ (рис. 4.21–4.25).



Рисунок 4.21. Процесс бурения шпуров под анкеры в стенке выработки ДШ-6 опытного участка

а)

б)



Рисунок 4.22. Стрела буровой кареты с демонтированными вкладышами люнет и установленным пуансоном (а) и процесс установки СЗА-армокаркас в сборе (б)



Рисунок 4.23. Процесс крепления стенки выработки в забое опытного участка установкой для нанесения торкрет-бетона Aliva-257



Рисунок 4.24. Фрагмент кровли выработки ДШ-6, закрепленный СЗА-армокрепь



Рисунок 4.25. Участок кровли опытного участка ДШ-6 после производства взрывных работ незакрепленной части (слева) и закрепленной усиленной комбинированной крепью с торкрет-бетоном

Возведение крепи осуществлялось в соответствии с ППР. Расстояние между анкерами в ряду и рядами — 0,8 м. Толщина торкрет-бетонного слоя —

150÷200 мм. Время на выполнение операций по креплению составило: бурение шпура глубиной 2,3 м — до 1 мин.; демонтаж вкладыша люнет и установка буровой штанги с пуансоном — до 5 мин.; установка СЗА-армокрепь в сборе на стреле податчика — 0,5 мин.; центрирование анкера с осью шпура — до 1 мин.; забивка анкера — 0,5 мин.; нанесение торкрет-бетона толщиной до 100 мм — 6 мин на 1 м<sup>2</sup>.

В общей сложности 7 минут на установку анкера и 6 минут на нанесение торкрет-бетона 1 м<sup>2</sup> площади выработки. Набор несущей способности анкерной крепи осуществляется и в процессе ее установки, а твердение слоя торкрет-бетона происходит в течение первых суток.

С учетом образования по мере проходки выработки сопряжения (сбойка с восстающей выработкой в левом борту) на участке сопряжения планировалось использовать конструкцию крепи СЗА-армокрепь-УКК — торкрет-бетон с длиной анкера СЗА 2450 мм. Однако габариты выработки не позволили разместить стрелу податчика буровой кареты в процессе забивания анкера. Суммарная длина стрелы и установленного анкера составила более 5 м, а высота выработки — 4,5 м. Испытания на данном участке впоследствии были остановлены, состояние выработки контролируется принятыми на руднике методами мониторинга.

По состоянию на 28.01.2017 был закреплен участок ДШ-6 длиной 18 п. м. Всего было установлено 178 комплектов СЗА-армокрепь, израсходовано 38 т торкрет-бетонной смеси MasterRoc STS 1510. В результате осмотра выработки выявлены недостатки в части механического разрушения элементов крепи ковшем ПДМ: в частности, был поврежден слой торкрет-бетонной крепи у почвы выработки при зачистке «плинтусов» (рис. 4.26). Также были обнаружены две трещины в кровле выработки, предположительно от воздействия буровзрывных работ. Развития динамики трещинообразования не наблюдалось. Было рекомендовано устранить выявленные недостатки путем частичной разборки торкрет-слоя с нанесением нового до проектной толщины.



Рисунок 4.26. Участок правого борта ДШ-6 с механическим разрушением слоя торкрет-бетона

31.01.2017 были начаты повторные испытания участка проходки закладочного штрека гор. +184 м. По результатам комиссионного осмотра 07.02.2017 обоих опытных участков зафиксировано: в выработке ДШ-6 гор. 13 выявленные нарушения полностью устранены, состояние крепи — удовлетворительное. Поскольку проектом предусмотрена сбойка с восстающей выработкой (левый борт ДШ-6), напротив засечки произведен демонтаж установленной крепи с целью образования технологической ниши под КПВ. В выработке ГПР № 5 закладочный штрек +184 м в забое осуществлено два цикла БВР с уходкой по 2 п. м. После первой уходки кровля и борта были закреплены СЗА-армокрепью. Армокаркасы частично покрыты слоем торкрет-бетона. На кровле выработки торкрет-бетон практически отсутствует. Высота выработки увеличена, что явилось следствием значительного временного отставания (трое суток) работ по закреплению после производства БВР. В результате этого породы под воздействием горного давления и шахтной атмосферы потеряли свою устойчивость и обрушились в процессе бурения шпуров под анкеры. Всего на данном участке было установлено 27 шт. комплектов СЗА-армокрепь.



Для устранения выявленных недостатков было предложено изменить цикл выполнения работ:

1. В течение первой после БВР смены рекомендовано осуществить отгрузку отбитой горной массы (в течение 0,5 смены) и затем сразу производить крепление обнаженной части забоя, кровли и бортов выработки путем нанесения первого слоя торкрет-бетона MasterRoc STS 1510 толщиной до 50 мм, также в течение 0,5 смены.

2. В течение второй смены осуществить бурение шпуров под анкеры в кровле и бортах выработки, диаметр шпуров 43+45 мм, расстояние между шпурами — 0,8 м, и параллельно вести установку комбинированной крепи СЗА-армокрепь в течение 0,25 смены. Далее производить бурение шпуров в забое, их зарядание и взрывание в оставшиеся 0,75 продолжительности второй смены.

3. В течение третьей смены было рекомендовано осуществлять работы аналогично первой, в дополнении к торкрет-бетонированию обнаженной части забоя производить торкретирование поверхности армокаркасов до полного их замоноличивания до проектной толщины 150 мм.

По состоянию на 24.02.2017 на участке закладочного штрека отм. +184 м было пройдено и закреплено 28 п. м. выработки. Забой выработки пересекал рудную зону. Отставание закрепленного торкрет-бетонным слоем от забоя составило более 11 м. Первые 15 п. м. от начала закрепленного опытного участка были заторкретированы не полностью, как правило, имеют место обнажения армокаркасов в кровле выработки. На опытном участке закладочного штрека отм. +184 м израсходовано материалов: 314 комплектов СЗА-армокрепь; 80 т торкрет-бетонной смеси MasterRoc STS 1510. Несущая способность анкеров оценивалась выдергиванием анкера (рис. 4.27).

Проведены повторные испытания несущей способности крепи, ранее установленной на участке ДОК 10 отм. 66 гор. 4 блок 5 бис, а также контрольных анкеров, установленных в ЗШ отм. +184 м. Несущая способность испытываемых анкеров составила 9÷10 т.



Рисунок 4.27. Испытания несущей способности анкеров в ЗШ отм. +184 м

По результатам испытаний на участке ДШ-6 24.02.2017 выявлено:

- образована заходка под гараж КПВ в правом борту выработки, напротив сбойки с восстающим. На участке длиной 8 п. м. крепь демонтирована;
- в кровле выработки и в бортах имеются микротрещины в торкрет-бетоне, предположительно образованные в результате воздействия взрывных работ и разлета отбитых кусков породы. Результаты трещинообразования свидетельствуют о нарушении технологии торкретирования и неполного устранения ранее выявленных недостатков;
- сопряжение выработок закреплено сталеполимерной анкерной крепью с сеткой и торкрет-бетоном достаточно качественно, устойчивость выработок обеспечена;
- на участке ранее выявленных трещин (осмотр от 28.01.2017) имеет место обнажение части армокаркаса (рис. 4.28а), что является либо следствием ручной разборки трещины (при ликвидации последствия трещинообразования), либо это результат некачественного нанесения повторного слоя. Обнаженный участок армокаркаса закрыт между ячейками торкрет-бетоном (рис. 4.28б), трещин не имеет. Состояние крепи кровли и бортов — удовлетворительное.

а)



б)



Рисунок 4.28. Фиксация мест некачественного крепления на опытном участке ДШ-6: а — нарушение целостности торкрет-бетонного слоя; б — неправильно установленный комплект СЗА-армокрепь-УКК в борту выработки ЗШ отм. +184 м: не обеспечен прижим армокаркаса к поверхности породы

ПО результатам опытно-промышленных испытаний технологии крепления подземных горных выработок усиленной комбинированной крепью на основе самозакрепляющейся анкерной крепи (СЗА) по истечении 39 суток стояния закрепленных участков установлено:

1. Анкерная крепь СЗА способна обеспечить устойчивость пород по контурам строящихся выработок, конструкция СЗА-армокрепь предотвращает опасность вывалов частей пород в кровле и бортах выработки даже при отставании торкрет-бетонного слоя крепи от забоя до 15 м. При этом интенсивность проходки выработки по сравнению с усиленной железобетонной крепью КРУ повышается на порядок.

2. В процессе ОПИ установлено, что не всегда обеспечивается качество возведения крепи, в том числе торкрет-бетонного слоя: не соблюдается запланированный график возведения крепи, не обеспечивается полное прилегание опорной плиты и армокаркаса к закрепляемым породам (рис. 4.28б), низкая адгезия торкрет-бетона по «холодным» швам, а также высокое трещинообразование в приконтактной к выработке зоне.

3. Основными причинами потери качества крепи и снижения устойчивости выработок являются:

— несоответствующее регулирование водо-твердого отношения в составе торкрет-бетона, как следствие, наличие повышенной запыленности и увеличенный отскок материала;

— формирование «холодного» шва между слоями торкрет-бетона вследствие некачественной подготовки поверхности, а также высокой запыленности в выработке;

— завышенная толщина торкрет-слоя (до  $150\div 200$  мм) с образованием холодных швов либо не имеющая армировки: в случае нанесения торкрет-бетона на армокаркасы армированной остается часть на контакте с породой (толщиной  $50\div 100$  мм), последующие слои имеют меньшую прочность ввиду отсутствия армирующих элементов.

Для устранения данных недостатков разработаны мероприятия:

— использование для нанесения торкрет-бетона высокопроизводительного оборудования типа «Алива 257», БМ-86;

— дополнительное обучение рабочих по использованию готовых торкрет-бетонных смесей с учетом особенностей нанесения торкрет-бетонного слоя;

— соблюдение технологии нанесения торкрет-бетона, его подачи с подготовки закрепляемой поверхности;

— сокращение количества слоев торкрет-бетона, наносимых до достижения проектной толщины;

— обеспечение качественного армирования торкрет-слоя.

В ходе испытаний оценивалась адгезия торкрет-бетонного слоя, величина и объем отскока при нанесении, подготавливались образцы для испытаний фактической прочности на одноосное сжатие торкрет-бетона (рис. 4.29, 4.30).

а)



б)



Рисунок 4.29. Испытание адгезии торкрет-бетона с породным массивом: а — подготовленная для испытания поверхность; б — вид установленных рамок для определения адгезии



Рисунок 4.30. Подготовленный для сбора «отскока» полог на почве выработки опытного участка

По результатам испытания адгезии торкрет-бетонного слоя с породой через 0,5; 1 и 3 часа получены соответствующие значения прочности: 0,87 МПа; 1,21 МПа; 1,73 МПа.

Согласно ВСН 126-90 во всех случаях применения торкрет-бетонной крепи должно обеспечиваться сцепление набрызг-бетона с породой не менее сопротивления самой породы на растяжение «в куске» для слабых и сильнотрещиноватых пород и не менее 0,5 МПа для крепких скальных пород. При использовании сухой смеси MasterRoc STS 1510 требуемая адгезия достигается менее чем за 30 мин., что соответствует требованиям ВСН 126-90.

Величину отскока материала торкрет-бетона определяли в процессе его нанесения на борт выработки. Методика определения величины отскока заключается в сопоставлении объемов выпущенного из бункера материала и упавшего на почву выработки. Для этого на почве между бортами выработки настилался полог шириной 1,5 м. Положение настила выбиралось исходя из условия размещения его по центру планируемого фронта работ (рис. 4.30). После выпуска всего объема смеси из бункера попавший на пленку материал собирался в емкость и взвешивался. По результатам измерений определялась величина (объем и масса) упавшего материал. Измерялась фактическая длина закрепленного участка. Рассчитывалась соответствующая данной длине площадь почвы и объем отскочившей на нее в процессе крепления смеси. Величина отскока в данном случае представляется как отношение количества смеси, выпущенной из бункера, к количеству смеси на почве выработки.

$$\delta_{от} = V_{п} / V_{б} \cdot 100, \% \quad (4.6)$$

где  $V_{б}$  — количество смеси, выпущенной из бункера,  $m^3$ ;  $V_{п}$  — количество смеси на почве выработки,  $m^3$ :

$$V_{п} = A \cdot \frac{L_3 \cdot B}{S_{пл}}, m^3 \quad (4.7)$$

где  $A$  — количество собранного с полога материала,  $m^3$ ;  $S_{пл}$  — площадь полога,  $m^2$ ;  $L_3$  — длина закрепляемого участка,  $m$ ;  $B$  — ширина выработки,  $m$ .

Оценка удельного объема отскока показала 5%. Согласно ВСН 126-90, в промышленных условиях для изготовления образцов твердеющего массива, необходимых для их испытания на сжатие и изгиб, произведено заполнение деревянных ящиков размерами 500x500x120 мм фактически используемым для возведения крепи в ОПИ образцов торкрет-бетоном MasterRoc STS 1510.

После хранения материалов в ящиках производилось распиливание плиты на образцы кубической формы с размером ребра 100 мм для определения предела прочности на сжатие и образцы с размерами 40x40x160 мм для определения предела прочности на растяжение и изгиб на 28 сут. (рис. 4.31).



Рисунок 4.31. Подготовка образцов для испытания прочности: а — распиловка на сжатие; б — общий вид распиленной балки для оценки прочности на растяжение

Результаты определения пределов прочности образцов на сжатие и изгиб приведены в таблице 4.12.

При расчете предела прочности при сжатии принимался поправочный коэффициент для образцов с размером ребра 100x100 мм, равный 0,95, согласно ВСН 126-90.

Таблица 4.12. Прочностные характеристики образцов, полученных в шахтных условиях

Период испытаний, сут.	Прочность на изгиб, МПа			
	Номер образца			Среднее
	1	2	3	
28	7,88	8,11	7,83	7,94
	Прочность на сжатие, МПа			
28	33,43	36,25	37,40	36,83

Ведение взрывных работ в непосредственной близости от покрытия из набрызг-бетона допускается при наборе им прочности не менее 1 МПа (10 кгс/см<sup>2</sup>).

В результате испытаний установлено, что полученный бетон соответствует классу В25 (32,5 МПа) и удовлетворяет требованиям ВСН 126-90.

### **4.3. Исследование коррозионной стойкости и ремонтпригодности крепи с учетом типа внешнего покрытия**

Известно, что шахтная атмосфера и воды являются катализатором химических реакций и коррозии металла. Начиная от кислых и заканчивая концентрированными хлоридно-сульфатными растворами, шахтные воды могут увеличить скорость коррозии конструкционных сталей до 3 мм в год.

Проведенные исследования по изучению воздействия шахтных вод на анкеры СЗА со сроком эксплуатации от 4 до 10 лет без защитного покрытия показали, что в местах прямого контакта анкера и шахтной воды металл полностью корродирован. Также по результатам исследований стало ясно, что скорость коррозии со временем снижается вследствие увеличения слоя ржавчины. Таким образом, для горно-капитальных выработок толщина стенок анкера СЗА без защитного покрытия должна быть не менее 10 мм, что невозможно по ряду экономических и технологических причин.

Межгосударственный стандарт ГОСТ 31559-2012 «Крепи анкерные. Общие технические условия» введением изменения № 1 от 2016 года для повышения безопасности эксплуатации в течение гарантированного 10-летнего срока утвердил необходимость нанесения на крепь защиты от коррозии.

Тип защитного покрытия определяется горно-геологическими, гидротехническими и горнотехническими условиями размещения крепи. При этом изготовитель крепи должен использовать материалы, нормируемые в своде правил 28.13330 «Защита строительных конструкций от коррозии». Либо может применять иные материалы с близкими техническими характеристиками, подтвердив испытаниями на антикоррозионную надежность не только свойств анкера, но и его покрытия в реальных или приближенных к ним условиях эксплуатации.

Коррозия — это процесс, зависящий от времени, и чем дольше металл остается в агрессивной среде, тем выше его коррозия. Скорость коррозии не постоянна и увеличивается с течением времени. В ряде случаев — падает,



поскольку продукты коррозии сами по себе препятствуют коррозии. Кроме того, окружающая среда в подземных рудниках изменяется, так как развитие коррозионных процессов происходит, изменяя коррозионный потенциал области воздействия.

Коррозия существенно влияет на несущую способность анкерного крепления и, следовательно, снижает безопасность ведения горных работ. До настоящего времени масштабных исследований этого процесса не проводилось.

При этом ни для кого не секрет, что шахтная атмосфера и воды являются катализатором химической коррозии. Для изучения влияния шахтных вод на скорость химической коррозии были отобраны образцы с различных месторождений (табл. 4.13).

Таблица 4.13. Сравнительный анализ составов шахтных вод с подземных рудников Южного Урала

Содержание элементов в подземных водах	Предприятия							
	Сибайский филиал Учалинского ГОКа		Рудники Учалинского ГОКа		Березовское РУ		Бурибаевский ГОК	Гайский ГОК
	шахтная вода (Сибайский рудник)	рудничная вода (Камаганский карьер)	рудничные воды (учалинский карьер)	карьерные воды (Молодежное месторождение)	Подземные воды (ш. «Южная»)	подземные воды (ш. «Северная»)	подземные воды (Октябрьское месторождение)	подземные воды (Гайский рудник)
Сульфаты, мг/дм <sup>3</sup>	606.8	111.38	1532.4	н/д	342	190	1818.0	1916.0
Хлориды, мг/дм <sup>3</sup>	54.2	49.63	115.8	42.6	44.0	50.2	709.0	1164.0
Медь, мг/дм <sup>3</sup>	0.042	0.014	67.0	0.38	0.52	0.001	16.0	0.369
Цинк, мг/дм <sup>3</sup>	0.227	1.611	189.0	10.8	0.120	0.01	18.0	0.075
Железо, мг/дм <sup>3</sup>	0.436	0.067	240	н/д	6.6	1.4	37.5	0.067
рН	8.1	6.00	3,01 -7.15	5.8	7.8	8.5	2-7	7.1
Кальций, мг*экв/дм <sup>3</sup>	5.4	2.40	20.0	н/д	96.93	180	н/д	29.04

Пробы подземных вод были отобраны на нескольких месторождениях, и сделан вывод о том, что шахтные подземные воды содержат высокие концентрации растворенных солей и растворенных минералов. Лабораторные испытания показали, что металлы переходных элементов, такие как цинк и медь, в отобранных образцах шахтных вод увеличивают скорость коррозии фрикционных анкеров в два — четыре раза. Также было установлено, что 30% потери прочности на растяжение болта связано с 10%-ной локальной потерей массы стержня анкера или 30%-ной средней потерей массы в относительно короткий период в течение первого года эксплуатации.

Проведенные исследования по изучению воздействия шахтных вод на анкера СЗА со сроком эксплуатации от 4 до 10 лет без защитного покрытия показали, что в местах прямого контакта анкера с шахтной водой металл уже полностью корродирован. Также по результатам исследований стало очевидно, что скорость коррозии со временем снижается вследствие увеличения слоя ржавчины. Таким образом, стоит предполагать, что для горно-капитальных выработок толщина стенок анкера СЗА без защитного покрытия должна быть не менее 10 мм, что экономически неэффективно и технологически затруднено.

Также исследования показали, что химическая коррозия через 90 дней эксплуатации анкера фактически увеличивает фрикционную способность анкера на 192%, но лишь на короткий период. Развитие коррозии на протяжении более длительного времени снижает прочность и несущую способность анкерного крепления (рис. 4.32).



Рисунок 4.32. Корродированные образцы выбуренных анкеров после эксплуатации

Каждый выбуренный образец был структурно и геологически зарегистрирован перед любыми испытаниями для определения характеристик массива горных пород, которые могли повлиять на коррозию элемента. Эта информация позже сравнивалась с фактической коррозией вдоль болта. Собранная информация включала гидрогеологические данные, а также частоту и местоположение геологических структур.

Расстояние между швами в среднем составляло 250–300 мм, при этом большинство швов были в некоторой степени открыты, хотя обычно не более чем на 2 мм. Условия высокой нагрузки вблизи выемочного пространства порождают разрушения анкера в сочетании с его разгрузкой, что способствует раскрытию швов. Когда области с высокой и сильной коррозией вдоль оси болта сравнивались с соответствующими параметрами на каротажном сердечнике, установлена прямая корреляция между коррозией и размером пространств в открытых соединениях.

Доказательства того, как открытое соединение напрямую влияет на величину коррозии, показаны на рисунке 4.33. Открытое соединение, вдоль которого потоки грунтовых вод контактировали со стальным элементом, способствует интенсивному развитию точечной коррозии. Уровень коррозии уменьшается вдоль оси болта — от поверхности выработки вглубь массива.



а)

б)

Рисунок 4.33. Нарушение анкера при: а — взаимодействии подземных вод со стальным элементом; б — на контакте с агрессивными породами в виде крупной выемки

Там, где не было контакта открытой поверхности анкера с агрессивной средой, высокая коррозия арматуры не зарегистрирована. Поэтому одним из главных факторов коррозии фрикционных анкеров являются наличие и постоянство открытых разрывов в районах присутствия подземных вод.

Фрикционная способность элемента является функцией от величины сил трения, возникающих между усиливающим элементом и стенкой скважины. Методика испытания на растяжение анкера в ходе эксплуатации предусматривала исследование потери им фрикционной способности по причине коррозии при различной длине врезки от 250 до 500 мм.

Исследуемые участки нарушенной породы / элемента анкера были выделены и вырезаны. Как правило, два среза были получены из каждого образца с пересыпью, порода была удалена из сегмента, оставляя элемент частично открытым (рис. 4.34). Затем оставшаяся часть испытуемого образца была заключена в металлическую оболочку для имитации радиального удержания, обеспечиваемого массивом породы в реальных условиях. Открытая часть элемента была затем захвачена и вытянута, в то время как пластина ограничивала движение камня. Нагрузка, необходимая для протягивания фрикционного болта через камень, и его перемещения были зарегистрированы.

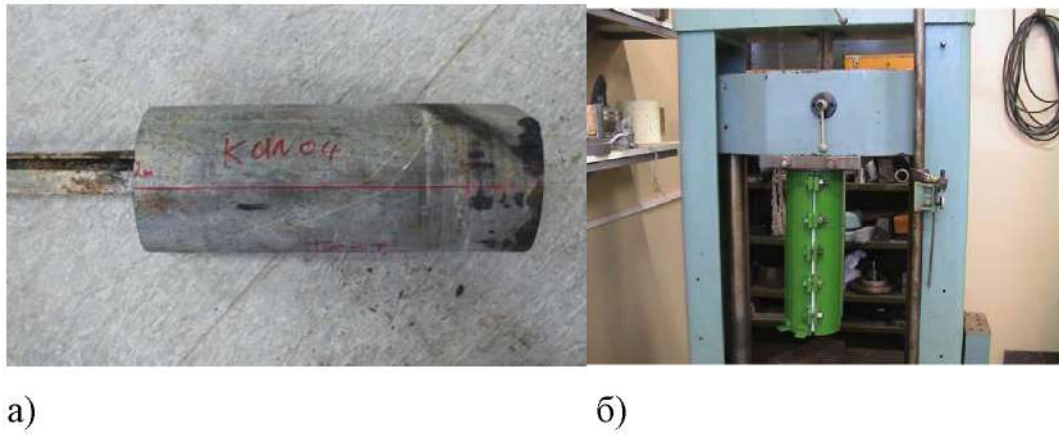


Рисунок 4.34. Подготовка образца фрикционного анкера для испытания: а — на несущую способность; б — на растяжение

По мере прогрессирующей коррозии несущая способность и структурная целостность фрикционного болта уменьшаются. Прочность на трение также в значительной степени зависит от диаметра несущего элемента анкера, диаметра скважины и геометрических неровностей, возникающих на стенке скважины. К сожалению, в практике горнодобывающих предприятий большая часть этой информации не контролируется и не накапливается в базе данных. При проведении исследований все образцы были взяты из одной и той же горной породы и имели одинаковый диаметр элемента и сопоставимый исходный диаметр скважины.

В общей сложности было проведено 11 испытаний на растяжение отобранных образцов. На рисунке 4.35 показаны графики смещения нагрузки для длины погружения от 250 до 300 мм и от 400 до 500 мм соответственно. Рисунок 4.35б ясно показывает потерю несущей способности из-за коррозии с умеренно корродированными элементами, обычно имеющими вдвое большую несущую способность, чем их сильно и сильно корродированные аналоги.

Масштабные исследования, проведенные в течение нескольких лет в реальных подземных условиях на более чем десяти горных предприятиях страны по схеме, представленной на рисунке 4.36, показали, что только покрытия из порошковых красок на основе эпоксидной и эпоксидно-полиэфирной смол, а также из полимерных материалов способны обеспечить нормативный 10-летний срок службы крепи.

а)

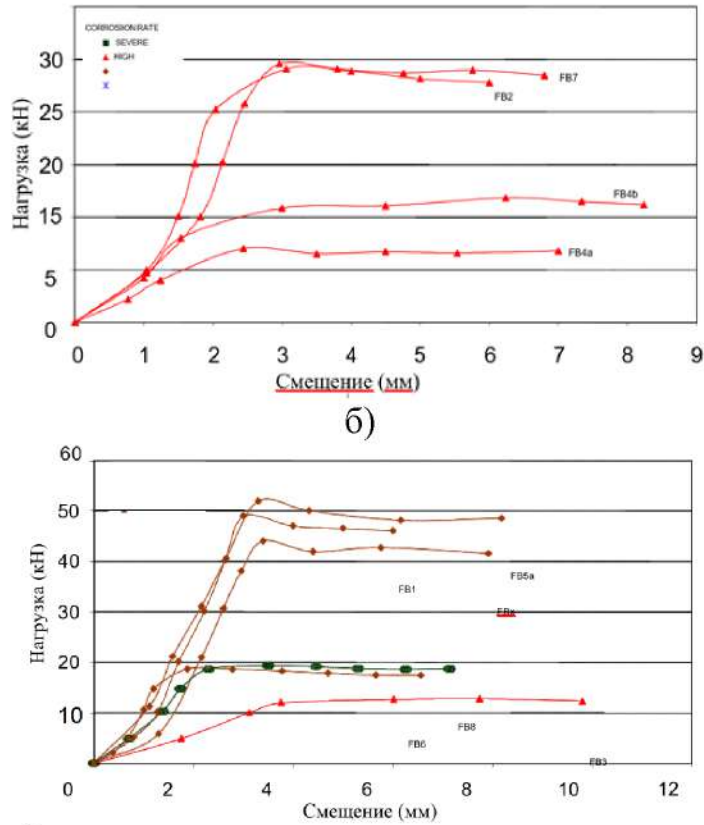


Рисунок 4.35. Зависимости смещения нагрузки на растяжение на фрикционные анкеры: а — диаметром 48 мм при длине заделки 250–300 мм; б — диаметром 47 мм при длине заделки 400–500 мм

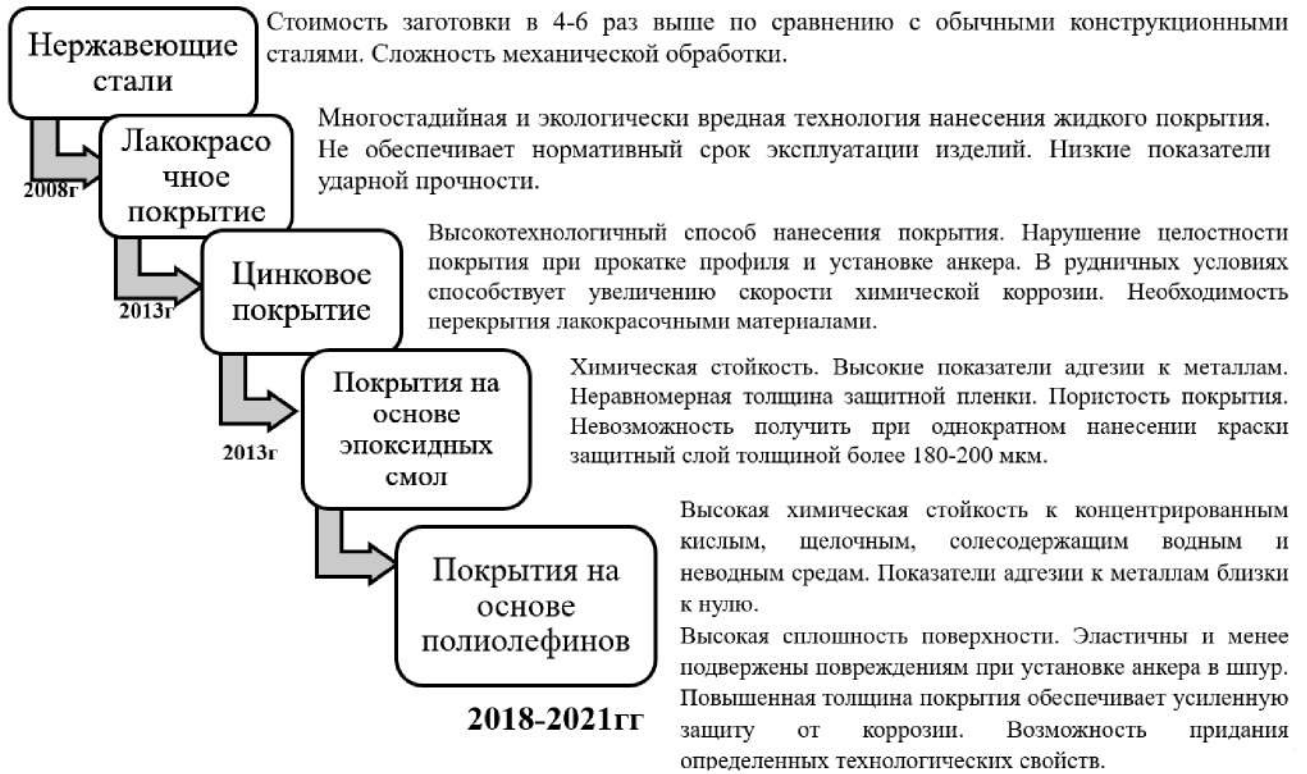


Рисунок 4.36. Виды покрытия анкеров и последовательность изучения способов защиты стальных конструкций от коррозии

Как показали результаты исследований коррозионной стойкости защитных покрытий в камерах искусственного старения, потеря массы металла образцов в общей сложности не превысила 1%.

Исследование и разработка технологии производства анкеров СЗА с покрытием из данного вида красок были осуществлены в 2013 году. За все время применения порошковых красок на основе эпоксидных смол выявлены недостатки в технологии их нанесения (рис. 4.37). Основными недостатками технологии применительно к анкерной крепи являются неравномерная толщина защитной пленки вследствие так называемого «эффекта клетки Фарадея» и невозможность получить при однократном нанесении защитного слоя толщиной более 200 мкм.



Рисунок 4.37. Состояние образцов с эпоксидным и эпоксиполиэфирным покрытием после проведения эксперимента по воздействию: 1 — водопроводной воды; 2 — кислой подотвальной воды; 3 — шахтной воды  $\text{pH} = 8,1$ ; 4 — раствора солей  $\text{pH} = 7,5-8,5$

Анализ научно-технической литературы и опыта зарубежных предприятий выявил предпочтительность использования в качестве покрытия полимерных материалов (рис. 4.38).

Термопластичность, химическая стойкость и модификация свойств покрытия анкера позволят менять его характеристики в широких пределах;

при соблюдении определенной технологии удастся покрыть до 100% поверхности металлической конструкции любой формы — будь это анкер СЗА или арка тяжелой крепи СВП.

Межгосударственный стандарт ГОСТ 31559-2012 «Крепи анкерные. Общие технические условия» введением изменения № 1 от 2016 года [54] регламентировал необходимость нанесения на крепь защиты от коррозии для повышения безопасности эксплуатации в течение гарантированного 10-летнего срока.

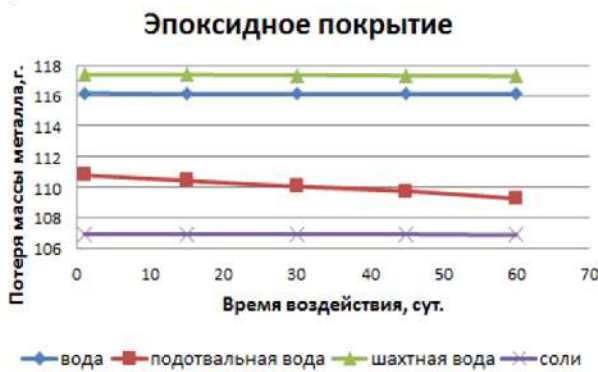
а)

Эпоксидная(черная) краска				
сутки	воздействие растворов			
	вода	ПВ	ШВ	соли
1	116,18	110,82	117,39	106,95
15	116,13	110,46	117,38	106,95
30	116,12	110,08	117,36	106,94
45	116,12	109,79	117,32	106,93
60	116,12	109,30	117,30	106,89
потеря массы, %	0,05	1,37	0,03	0,07

б)

Эпоксиполиэфирная(белая) краска				
сутки	воздействие растворов			
	вода	ПВ	ШВ	соли
1	121,76	109,06	120,96	112,33
15	121,76	108,77	120,95	112,31
30	121,76	108,48	120,93	112,3
45	121,76	108,26	120,93	112,29
60	121,75	107,89	120,92	112,28
потеря массы, %	0,01	1,07	0,03	0,04

в)



г)

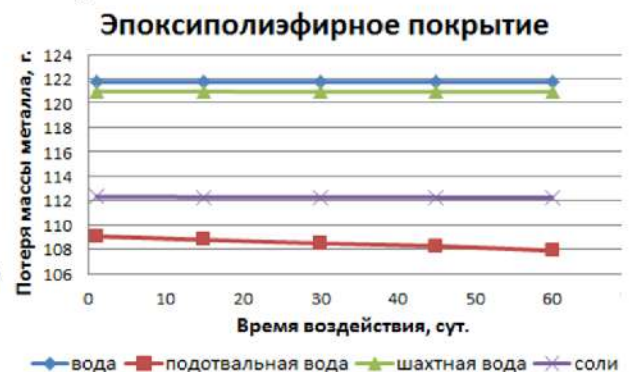


Рисунок 4.38. Результаты исследования потери массы анкеров с эпоксидным (а, в) и эпоксиполиэфирным (б, г) покрытием в табличной форме и на графическом изображении

При этом изготовитель горнотехнических конструкций должен использовать материалы, нормируемые в своде правил 28.13330 «Защита строительных конструкций от коррозии» [185]. В этом документе нет четких рекомендаций по защите от коррозии металлоконструкций и анкерных креплений, применяемых в шахтах или на обогатительных фабриках. Эти и



ряд других спорных положений нормативных документов (например, в отношении материалов и толщин защитных полимерных покрытий) указывают на необходимость совершенствования нормативной документации.

Изучение накопленного в мире опыта в области защиты крепи от коррозии показало, что передовые решения основаны на применении полимеров. Так, в Китае уже более 10 лет ограждающие металлоконструкции железных и автомобильных дорог защищены от коррозии тонкими полимерными покрытиями путем высокотемпературного напыления. Но вывоз за пределы Китая сырья для такого покрытия запрещен и отслеживается в особом порядке.

В связи с этим было принято решение о разработке составов, изучении химических и физико-механических свойств инновационных материалов на основе полиолефинов для защиты от коррозии анкерного крепления и металлоконструкций, применяемых в агрессивной шахтной среде.

Уникальность разработанного покрытия заключается в том, что его можно наносить методом газопламенного напыления. Суть данного метода заключается в том, что сквозь факел пламени под давлением выдувается измельченный композит полимера и при кратковременном взаимодействии с пламенем порошок переходит из твердой фазы в жидкую. После нанесения разработанным способом через несколько минут на анкере образуется сплошное полимерное покрытие толщиной от 500 микрон до нескольких сантиметров.

Данный вид нанесения покрытия расширяет границы применения полимерной антикоррозионной защиты крепи и позволяет в полевых условиях наносить новое или восстанавливать поврежденное покрытие на металлических и железобетонных конструкциях, что существенно повышает срок эксплуатации анкера и, соответственно, время на поддержание и восстановление выработок. Как показали опытные испытания, для нанесения полимерного покрытия на набрызг-бетонные конструкции необходимо

применение полимерных праймеров, способствующих увеличению адгезии. Эти эксперименты в настоящий момент продолжаются.

Разработанные рекомендации и технология применения антикоррозионных покрытий на основе полиолефинов для защиты стальных и железобетонных конструкций при проходке и поддержании горных выработок позволят гарантировать заданный срок их эксплуатации в агрессивных средах.

Для проведения испытаний и оценки эффективности нанесения полимерного покрытия на элементы крепи было проведено сравнение образцов, извлеченных из анкерной крепи.



Рисунок 4.39. Образцы анкеров без предварительной подготовки с применением безадгезивных полиэтиленов



Рисунок 4.40. Образцы анкеров с адгезивными полимерными покрытиями

На образцах без покрытия видны отслаивание поверхности и обширные очаги подпленочной коррозии в местах нарушения сплошности пленки. Данный факт говорит о низкой адгезии полимера к неочищенной поверхности

металла. Покрытие без специальной адгезивной добавки даже после подготовки поверхности имеет недостаточное сцепление с поверхностью крепи.

Применение полиэтиленовых покрытий с добавкой адгезива усилило сцепление пленки с металлом. Отслоений покрытия на торцах образца не наблюдалось, но недостаточная адгезия в местах загрязнений профиля привела к трещинам в структуре покрытия (рис. 4.40). Нанесение адгезивного полимера на подготовленную поверхность усилило сцепление, подпленочная коррозия отсутствует.

Исследования показали, что для достижения гарантированного качества полимерного покрытия и высокой его адгезии с металлом необходимо покрыть заготовку рыхлой пленкой из железо-фосфатных солей, устойчивых при высоких температурах нагрева заготовок. А также ввести в состав полимерного сырья адгезионную добавку. Данный комплекс мероприятий позволит вывести анкерную крепь СЗА на гарантированный 15-летний срок безопасной эксплуатации.



а)

б)

Рисунок 4.41. Возникновение очагов коррозии профиля в состоянии поставки (а) и лежалый (б) при нахождении на открытом воздухе

Для очистки поверхности анкера перед нанесением покрытия применяют различные химические реагенты, которые в своих составах

содержат функциональные добавки, препятствующие распространению коррозии даже в случае нарушения антикоррозионного покрытия.

Добавки для получения железо- и цинкофосфатного неорганического покрытия под полимерный слой включают Vonderite M-FE G-1070, ООО «Хенкель Рус», «Фоскон-25», «Фоскон-4», ЗАО «ФК», «Уником-Ф», ООО ПФ «Альтернатива» в комплексе или самостоятельно.

Сравнительный анализ затрат времени на подготовку для нанесения покрытия на основе различных добавок представлен в таблице 4.14.

Таблица 4.14. Сравнительный анализ интенсивности подготовки поверхности перед нанесением покрытия с указанием степени очистки поверхности

Химический состав	15 мин.	30 мин.	45 мин.	60 мин.
	Очистка поверхности профиля, %			
2 % H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub>	0	10–20	30–40	50–60
5 % H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub>	20–35	55–70	80–95	100
10 % H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub>	30–45	70–90	90–100	100
Фоскон-684 (5 % H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub> )	40–60	80–100	95–100	100
Уником-КТ (3 % H <sub>3</sub> PO <sub>4</sub> )	50–70	80–100	95–100	100

Эффективность работы покрытия на основе цинкхромия Фоскон-669 ЗАО «ФК» наглядно иллюстрируется рис. 4.42.



Рисунок 4.42. Общий вид стержня анкера после химической подготовки поверхности.

По рисунку можно отметить, что после подготовки поверхности очаги коррозии отсутствуют и на стержне анкера имеется серого цвета налет — фосфатный слой, способствующий повышению адгезии и снижению распространения коррозии после нарушения антикоррозионного покрытия. Эффективность использования полимерного антикоррозионного покрытия, по данным опытно-промышленных испытаний, показана в таблице 4.15.

Таблица 4.15. Сравнительная таблица характеристик различных типов покрытий

Параметры покрытий	Эпоксид-содержащая краска	Полимерное покрытие
Толщина одного слоя покрытия, мкм	60–180	500–1000
Адгезия, баллы, не более	1	1
Относительное удлинение при разрыве, %	менее 10	более 300
Прочность при растяжении, МПа	(нет данных)	более 10
Соляной туман, часы, не менее	1000	4000
Стойкость в модельных растворах при рН = 2–12, часы, не менее	2000	8000

Как видно по анализу данных таблицы 4.15, применение полимерных покрытий не менее чем в четыре раза повышает стойкость анкера в агрессивных средах. Это подтверждает анализ состояния элементов крепи СЗА с применением защитного антикоррозионного покрытия на основе полимеров (рис. 4.43).



Рисунок 4.43. Состояние элементов анкерного крепления СЗА с защитным антикоррозионным покрытием на основе полимеров

Масштабные опытно-промышленные испытания образцов анкерного крепления с применением антикоррозионного покрытия проведены на предприятиях АО «АПАТИТ», Учалинский ГОК, «Норильский Никель».

В целом результаты проведенных исследований выявили необходимость применения и явные преимущества защиты поверхности несущих анкеров, особенно при использовании их в агрессивных средах атмосферы и гидросферы, покрытий на основе полимеров. Широкий ряд исследуемых составов полимеров позволяет выбрать преимущественные для анкерных условия использования.

#### **4.4. Совершенствование и обоснование параметров системы мониторинга качества возведения, несущей способности, ремонтпригодности и восстановления крепи после ремонта**

Переход к новому техническому укладу невозможен без повышения безопасности ведения горных работ. Одной из приоритетных задач на пути к новому укладу является усовершенствование методов определения несущей способности анкерной крепи как базовой составляющей интенсификации горных работ. Несущая способность анкеров, работающих на растяжение, определяется прочностью закрепления или разрывным усилием стержня при нагрузке и принимается в расчетах эксплуатационных параметров крепи горных выработок по наименьшему значению, полученному в ходе испытаний.

Несущая способность металлического клинощелевого анкера определяется силами трения замка в горных породах. Прочность закрепления анкера в шпурах, пробуренных в породах различной крепости, находится из выражения:

$$F_k = \pi J \sigma_{уп} L_k l \sqrt[3]{l} (\sin \alpha_k + f_{мп} \cos \alpha_k) \quad (4.8)$$

где  $F_k$  — несущая способность металлического клинощелевого анкера, кН;  $J$  — эмпирический коэффициент, зависящий от разновидности горных пород, в которых закреплен анкер, и равный 16 для аргиллитов, 17 для алевролитов и 21 для песчаников;  $\sigma_{уп}$  — предел прочности на сжатие горных пород, в

которых закреплен анкер, кПа;  $\alpha_k$  — половина угла заострения клина, град;  $f_{мп}$  — коэффициент трения металла о породу, равный 0,3–0,4;  $l$  — средняя глубина внедрения анкера в стенки шпура (м), которая определяется по формуле:

$$l = \frac{H_k + d - D - h_k}{3} \quad (4.9)$$

Прочность закрепления металлических распорных анкеров, удерживаемых в скважинах силами трения, возникающими на контакте клиноконической головки стержня с полувтулками, зависит от сопротивления породы внедрению распорных элементов замка. Сопротивление породы возрастает пропорционально площади контакта замка со стенками скважины и глубине внедрения полувтулок в породу. При определенной крепости горных пород реакции отпора достигает значений, при которых силы трения превышают предел прочности стержня на разрыв, определяемый из выражения:

$$P_p = \frac{\pi(d^2 - 2Z)\sigma_p}{4} \quad (4.10)$$

где  $P_p$  — разрывное усилие стержня анкера, кН,  $\sigma_p$  — временное сопротивление на растяжение. В расчете основных параметров анкерной крепи исходят из гипотезы «подвешивания» зоны возможного обрушения к ненарушенным породам (гипотеза проф. М.М. Протодяконова) [174]. Гипотеза построена на условии образования над выработкой свода естественного равновесия, воспринимающего нагрузки вышележащих слоев пород. При этом полагают, что крепь нагружается собственным весом породы, находящимся между верхним контуром сечения выработки и сводом естественного равновесия.

Нагрузка на крепь определяется:

$$q_B = \gamma \cdot h_1, \quad (4.11)$$

где  $q_B$  — нагрузка на крепь выработки, кН/м<sup>2</sup>;  $\gamma$  — удельный вес пород, кН/м<sup>3</sup>,  $h_1$  — высота свода обрушения, м.

$$h_1 = 0,75 \cdot \frac{B}{f_{кр.р}}, \quad (4.12)$$

где  $f_{кр.р}$  — коэффициент крепости пород в массиве;  $B$  — ширина выработки, м.

Коэффициент крепости  $f_{кр.р}$  определяют:

$$f_{кр.р} = a \cdot f_{кр}, \quad (4.13)$$

где  $f_{кр}$  — нормативный коэффициент крепости пород — коэффициент крепости по М. М. Протодяконову в куске;  $a$  — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и обеспечивающий переход от коэффициента крепости в куске к коэффициенту крепости в массиве (табл. 4.16).

Коэффициент крепости в куске рассчитывается:

$$f_{кр} = g_c \cdot R_c \quad (4.14)$$

где  $R_c$  — временное сопротивление образца породы в водонасыщенном состоянии, МПа;  $g_c$  — постоянная сводообразования, равная  $0,1 \text{ МПа}^{-1}$ .

Таблица 4.16. Значения коэффициента  $a$  в зависимости от временного сопротивления пород одноосному сжатию

Категория скальных грунтов по степени трещиноватости	Временное сопротивление $R_c$ породы одноосному сжатию, МПа				
	10	20	40	80	160
1. Практически нетрещиноватые	1,7	1,4	1,2	1,1	1,0
2. Слаботрещиноватые	1,4	1,2	1,0	0,9	0,8
3. Трещиноватые	1,2	0,9	0,7	0,6	0,5
4. Сильнотрещиноватые	0,9	0,7	0,5	0,4	0,3

Длина анкера определяется:

$$L_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + k, \text{ м} \quad (4.15)$$

где  $k$  — коэффициент, учитывающий ширину выработки, при  $B < 3,5$  м,  $k = 0,2$ ; при  $B > 3,5$  м,  $k = 0,5$ .

Предельное расстояние между анкерами  $b$ , м, рассчитывается:



$$b = \sqrt{\frac{10 \cdot N}{1,5 \gamma_{\text{гр}} \cdot h_1}}, \quad (4.16)$$

где  $\gamma_{\text{гр}}$  — объемный вес грунта, кН/м<sup>3</sup>,  $N$  — несущая способность анкера (в расчетах для анкеров СЗА рекомендуется принимать  $N = 70$  кН).

Чтобы исключить возможность образования вывалов между анкерами, должно быть выполнено условие  $b \leq 3 \times l_{\text{мр}}$ , где  $l_{\text{мр}}$  — расстояние между трещинами (размер структурного блока породы), м.

Толщина набрызг-бетонной крепи определяется:

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q_s}{m_B \cdot [\sigma_p]}}, \text{ м}, \quad (4.17)$$

где  $m_B$  — коэффициент, учитывающий условия работы бетона,  $m_B = 0,85$  — для неармированного,  $m_B = 1$  — для армированного;  $\sigma_p$  — расчетное сопротивление набрызг-бетона растяжению, МПа (табл. 4.17).

Таблица 4.17. Расчетные сопротивления набрызг-бетона растяжению

Марка бетона	M200	M300	M400	M500
Предел прочности бетона на сжатие, МПа	20	30	40	50
Предел прочности бетона на растяжение, МПа, в том числе:				
— армированного	1,0	1,2	1,4	1,6
— неармированного	0,75	1,0	1,2	1,35

В случае если набрызг-бетон выполняет роль затяжки при анкерной крепи, толщина слоя набрызг-бетона рассчитывается из условия предельного состояния торкрет-бетонной оболочки между анкерами:

$$\delta \geq \sqrt{\frac{q_s \cdot a^2}{\pi \cdot \sigma_p \cdot 10^3}}, \text{ м} \quad (4.18)$$

Для определения несущей способности анкера СЗА в условиях подземного рудника разработан прибор контроля фактической несущей способности анкерной крепи — ПКА-3, позволяющий зафиксировать усилие сдвига стержня анкера при плавном увеличении усилия сдвига. Данный прибор — универсальный и подходит для различных типов анкеров, имеющих

выступающие части стержня. Для обеспечения надежного присоединения прибора к анкеру сконструирован узел захвата анкера (рис. 4.44).

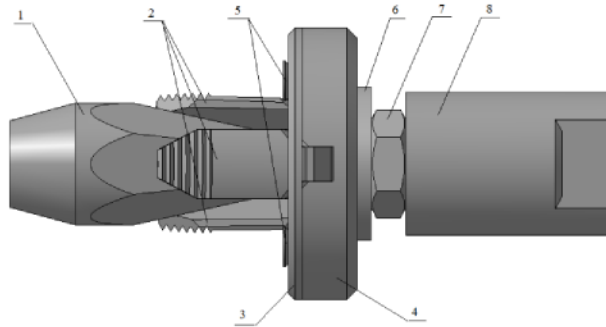


Рисунок 4.44. Конструкция узла захвата анкера СЗА: 1 — винт-тяги; 2 — цанги; 3 — кольцо стопорное; 4 — опора; 5 — винты; 6 — шайба; 7 — гайка; 8 — переходная втулка

Для компенсации неравномерностей и структурных нарушений в горном массиве и обеспечения соосности стержня анкера и прибора ПКА-3 разработана центрирующая плита-опора, имеющая регулируемые по высоте винтовые упоры (рис. 4.45).

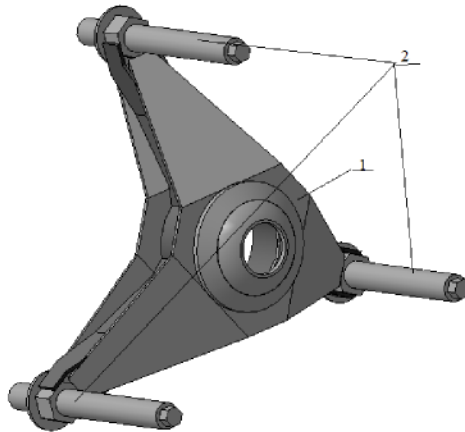


Рисунок 4.45. Принципиальная схема центрирующей опоры: 1 — центральная опора; 2 — винтовые упоры

Испытание анкеров на прочность закрепления производится с помощью прибора контроля анкерной крепи (ПКА) или других специально предназначенных для этих целей устройств согласно инструкции по применению данного прибора. Длина анкеров, отобранных для испытаний, должна соответствовать паспорту крепления. Контролю подлежат не менее 2% от всех установленных анкеров и не меньше 10 шт. Согласно ГОСТ 31559-2012-2003 «Крепи анкерные. Общие технические условия» [54] несущая

способность анкеров должна быть не менее 50 кН. Испытания самозакрепляющейся анкерной крепи проводят на приборе, представленном на рис 4.46. Перед креплением выработки заранее в необходимом количестве подготавливают испытуемые анкера путем размещения на стержне опорного кольца и втулки перед опорной плитой. При проведении испытаний анкеров и прочности закрепления опорных плит прибор контроля анкеров должен быть надежно закреплен так, чтобы при смещении стержня анкера была исключена возможность падения.



Рисунок 4.46. Общий вид прибора для определения несущей способности анкера с узлом захвата и центрирующей опорой

В соответствии с характеристикой пород и руд по устойчивости выбранного участка проведения опытно-промышленных испытаний составляется паспорт крепления. Сетка штангования определяет количество штанг на 1 м<sup>2</sup> поверхности контура выработки. Расстояние от нижних штанг до почвы в боках выработки определяется паспортом крепления, оно колеблется от 1 до 1,5 м. В неблагоприятных горно-геологических условиях, когда возможно обрушение породы в боках и просыпание кусков породы из-под армокаркаса, следует уменьшать это расстояние до 0,5–0,7 м.

После закрепления выработок на опытных участках проводятся испытания несущей способности анкеров в количестве не менее 1% от устанавливаемых по каждой категории пород. Испытание анкеров на прочность закрепления производится с помощью прибора контроля анкерной крепи (ПКА) или других специально предназначенных для этих целей

устройств. Согласно ГОСТ 31559-2012-2003 «Крепи анкерные. Общие технические условия» [54] несущая способность анкеров должна быть не менее 50 кН. Испытания самозакрепляющейся анкерной крепи с использованием прибора ПКА-3 (ПКА-15) проводят по схеме, указанной на рисунке 4.47.

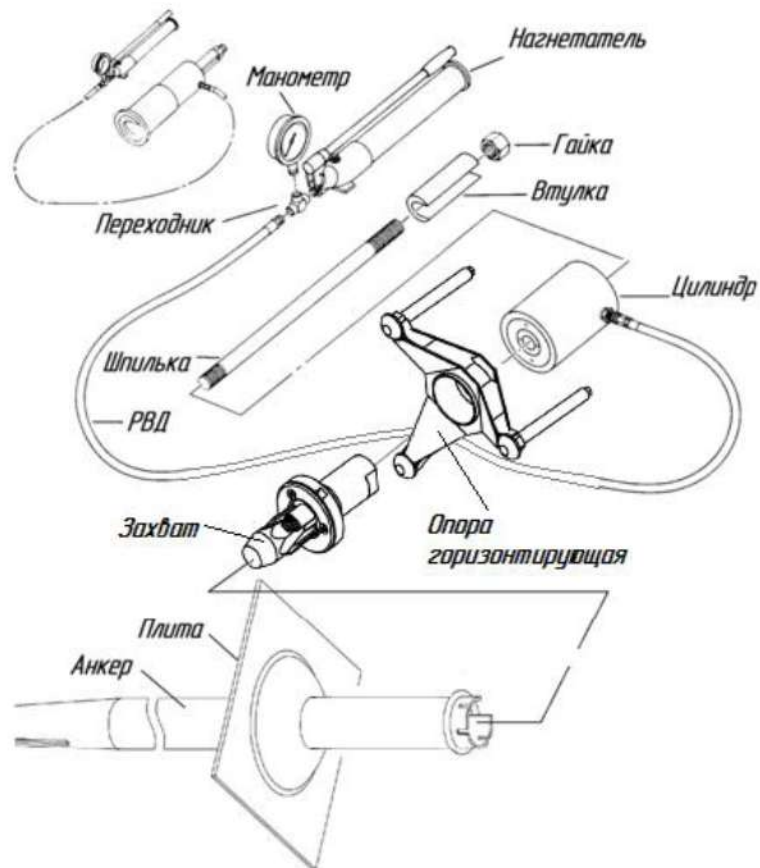


Рисунок 4.47. Схема подготовки анкера для испытания несущей способности.

Устойчивость пород в кровле и бортах контролируется путем визуального осмотра и контроля деформаций в виде вывалов, обрушений контура выработки в течение шести месяцев с момента установки анкера с периодичностью 7 дней в первый месяц и 30 дней в последующие. Устойчивость выработок признается достаточной при отсутствии вывалов в период наблюдений. По результатам опытно-промышленных испытаний крепления горных выработок в различных горно-геологических условиях с применением самозакрепляющихся анкерных крепей оценивается

устойчивость закрепленных выработок. В соответствии с этим принимается решение о возможности промышленного применения данного вида крепи.

При обосновании технологии возведения самозакрепляющейся анкерной крепи по результатам испытаний приняты следующие положения. Перед установкой крепи следует произвести тщательную оборку кровли и стенок выработки от заколов. Установка самозакрепляющейся анкерной крепи включает в себя ряд операций, выполняемых при помощи самоходной буровой установки в следующей последовательности: снимается буровая штанга и люнеты; на место бура закрепляется специальный пуансон; анкерная крепь в сборе устанавливается на направляющие, при этом конец анкера с продольными прорезами закладывается в пуансон; зауженный конец анкера вводится в шпур; подачиком при работающем перфораторе анкер устанавливается в шпур до полного прилегания опорной плиты к упрочняемым породам. Бурение шпуров под самозакрепляющиеся анкерные крепи следует производить по размеченной сетке в строгом соответствии с паспортом крепления, бурильными машинами с манипуляторами на самоходных шасси. Допускается отклонение от указанного в паспорте расстояния между штангами в пределах 10%, при этом число штанг на 1 м длины выработки должно соответствовать паспортному. При установке самозакрепляющейся анкерной крепи совместно с армокаркасом, в связи с необходимостью его закрепления в углублениях породного обнажения, допускается отклонение расстояния между штангами до 20%. Для обеспечения надежного сцепления анкера с породой в стенках шпуров последние должны быть тщательно продуты сжатым воздухом для полного удаления буровой мелочи и пыли. Бурение с промывкой водой разрешается при последующей тщательной продувке шпура сжатым воздухом. В нестойких по отношению к влаге породах бурение следует производить только всухую при обеспечении пылеулавливания. Рекомендуется бурить шпуры большей глубины с учетом возможного обыгрывания анкеров и последующей их доустановки. Категорически запрещается устанавливать

самозакрепляющуюся анкерную крепь в шпур, длина которых меньше установленных в паспорте крепления. Перед установкой необходимо осмотреть элементы самозакрепляющейся анкерной крепи. Запрещается устанавливать гнутые анкеры (со стрелой прогиба по длине более 5 мм) и/или с механическими дефектами.

После обурирования ряда шпуров следует производить установку самозакрепляющихся анкерных крепей, для чего буровая установка перемещается под закрепленный массив. С буровой установки снимается буровая штанга и вкладыш люнета. На место бура размещается специальный пуансон для установки анкера в шпур. Общий вид пуансона приведен на рис. 4.48. На направляющую часть пуансона устанавливается самозакрепляющаяся анкерная крепь в сборе, и податчиком, при действии ударных нагрузок, создаваемых перфоратором, анкер вводится в шпур до полного прилегания опорной плиты к упрочняемым породам.



Рисунок 4.48. Технологическая оснастка при установке крепи: 1 — пуансон с вращением (для СБУ); 2 — пуансон без вращения (для ручных перфораторов)

В процессе установки самозакрепляющейся анкерной крепи необходимо контролировать качество прилегания опорной плиты к закрепляемым породам. В случае неполного прилегания опорной плиты возможно вывалообразование кусков породы, расположенных вблизи устья шпура. Не

следует допускать прогиба сферической чаши опорной плиты в процессе ее прижима.

При изгибании металлического стержня в процессе установки анкер должен извлекаться и на его место устанавливаться другой. При невозможности извлечения поврежденного анкера на расстоянии 20% от шага анкерования устанавливается новый самозакрепляющийся анкер.

Параметры самозакрепляющейся анкерной крепи должны соответствовать горно-геологическим и горнотехническим условиям месторождения и утвержденному паспорту.

Несущую способность штанг проверяют выборочно. Результаты испытаний фиксируют в «Журнале учета установки и испытаний самозакрепляющейся анкерной крепи». Контроль несущей способности вновь установленных анкеров производят не реже одного раза в месяц. Для проведения контрольных испытаний в выработках должны устанавливаться штатные испытательные анкеры, к которым приваривается металлический стержень. Испытанию подвергают не менее 1% установленных анкеров.

Несущая способность самозакрепляющейся анкерной крепи должна быть не менее 70 кН. Если проверкой установлено, что прочность закрепления анкеров менее 70 кН, то на этом участке необходимо определить несущую способность еще трех — пяти анкеров, расположенных рядом. В случае несоответствия несущей способности анкеров регламентированным значениям крепь на принимаемом участке бракуют, и она должна быть заменена.

При возведении усиленной комбинированной крепи с применением самозакрепляющихся анкеров и набрызг-бетона, усиленного армокаркасом или металлической сеткой, анкеры устанавливаются совместно с армокаркасом либо со специальной опорной плитой по сетке УКК, после чего ее покрывают несколькими слоями набрызг-бетона до достижения проектной толщины. Все работы выполняются в соответствии с паспортом крепления и

действующими инструкциями по возведению самозакрепляющейся анкерной и набрызг-бетонной крепи.

Самозакрепляющиеся анкеры, установленные вместе с армокаркасом до нанесения набрызг-бетона в забое выработки, выполняют роль временной крепи. Армокаркас должен плотно прижимать к поверхности укрепляемого массива с помощью опорной плиты. Размеры опорной плиты — 200х200 мм.

При отдельных вывалах небольших объемов отслоившейся от массива породы, не влияющих на устойчивость свода выработки, крепь восстанавливают путем до установки анкера или бурения дополнительных шпуров и установки новых самозакрепляющихся анкеров и армокаркасов, перекрывающих нарушенные участки не менее чем на 0,2 м, считая от края разрушенного участка. Армокаркас в местах наложения заплат должен быть прочно привязан к ранее установленному армокаркасу проволокой диаметром 4–6 мм. Набрызг-бетонное покрытие на участках ремонта наносят такой толщины, чтобы полностью покрыть вновь установленные анкеры с армокаркасом.

При ремонте анкерной крепи, перекреплении или погашении выработок, закрепленных анкерной крепью, подлежат извлечению и ремонту с целью повторного использования металлические распорные и винтовые анкеры, а также элементы контурных замков (опорные плиты, подхваты и затяжка). Извлечение анкеров и других элементов этой крепи, скрепляющих трещиноватые, слоистые, расслаивающиеся породы, склонные к обрушению, запрещается. При небольших деформациях породного обнажения, закрепленного анкерной крепью, ремонт осуществляется нанесением НБК самостоятельно или по металлической сетке.

Выполнение разработанных на основе проведенных опытно-промышленных испытаний требований по установке, ремонту и поддержанию крепи способствует созданию условий безопасности горных работ и существенно сокращает трудовые и временные затраты, связанные с



проведением ремонта крепи и, как следствие, простоем выработок в связи с отсутствием условий их безопасной эксплуатации.

**Выводы по главе:**

1. Обеспечение интенсификации горных работ и снижение риска эксплуатации месторождения должно базироваться на совершенствовании способов обеспечения устойчивости выработок и возведения крепи, разработке инновационных конструкций крепи, методов, способов возведения закладочных массивов и составов смеси со своевременным контролем их характеристик и несущей способности.

2. Время установки крепи и набора ею несущей способности является принципиально важным элементом развития горно-технической системы. Новым решением данного вопроса стало применение усовершенствованных конструкций фрикционного анкера совместно с армокаркасом, что позволило отказаться от опыта укрепления поверхностей с использованием металлической сетки. Эффективным подходом является также укрепление вмещающего массива тампонажем.

3. Исследование технологии инъецирования массива горных пород выявило возможность использования самозакрепляющейся анкерной крепи в качестве устройства для подачи компонентов тампонажного раствора в область упрочняемых пород через шпуры с установленными в них анкерами. При этом, при использовании комплексного подхода к возведению крепей с использованием сразу нескольких инновационных решений возможно кратное снижение времени, затрачиваемого на подготовительные работы.

4. Время на установку СЗА по сравнению с железобетонными анкерами сокращается более чем на порядок. А практически единовременный в период установки набор несущей способности самозакрепляющегося анкера в значительной степени способствует повышению устойчивости горных выработок.

5. В результате проведенных шахтных испытаний усиленной крепи установлено, что бетон соответствует классу В25 (32,5 МПа) и удовлетворяет требованиям ВСН 126-90.

6. По результатам испытания адгезии торкрет-бетонного слоя с породой через 0,5; 1 и 3 часа получены соответствующие значения прочности: 0,87 МПа; 1,21 МПа; 1,73 МПа, что обеспечивает условие безопасности работ при различном порядке отработки месторождения.

7. Согласно ВСН 126-90 во всех случаях применения торкрет-бетонной крепи должно обеспечиваться сцепление набрызг-бетона с породой не менее сопротивления самой породы на растяжение «в куске» для слабых и сильнотрещиноватых пород и не менее 0,5 МПа для крепких скальных пород. При использовании сухой смеси MasterRoc STS 1510 требуемая адгезия достигается менее чем за 30 мин., что соответствует требованиям ВСН 126-90.

## **5. ОЦЕНКА ИНТЕНСИВНОСТИ И РИСКОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ СТАНОВЛЕНИИ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА**

В главе 3 выполнена оценка влияния оптимизации конструктивных элементов применяемой системы разработки, интенсификации закладочных работ на продолжительность выполняемых процессов горных работ и на производительность камерных систем разработки по пяти вариантам:

1. Наиболее распространенный вариант с нисходящей отработкой запасов камерами с твердеющей закладкой при ширине камер 10 метров.

2. Усовершенствованный вариант с нисходящей отработкой запасов камерами с шириной также 10 метров.

3. Усовершенствованный вариант с нисходящей отработкой запасов камерами, но уже при ширине камер 16 метров.

4. Усовершенствованный вариант с восходящим порядком отработки запасов камерами, шириной 20 метров.

5. Вариант системы разработки в восходящем порядке с шириной камер 25 метров.

Принятые порядки отработки камер предусматривают безопасное выполнение производственных процессов в смежных и в одновременно обрабатываемых камерах.

В соответствии с выполненными расчетами продолжительности отработки камерных запасов определены наиболее производительные варианты отработки запасов камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями по мере роста производительности:

1. Вариант 3. Нисходящая отработка запасов камерами с твердеющей закладкой при ширине камер 16 метров.

2. Вариант 5. Восходящий порядок отработки запасов камерами с твердеющей закладкой при ширине камер 25 метров;

В варианте 3, при нисходящем порядке отработки запасов камерами с твердеющей закладкой, порядок отработки камер в подэтаже (этаже) 1-4-3-2-1-2-3-4-1.

В варианте 5, при восходящем порядке отработки запасов камерами с твердеющей закладкой, возможны два порядка отработки камер:

А. Клинообразный порядок отработки камер с нижнего подэтажа на верхние подэтажи: 7-6-5-4-1-2-3-4-5-6-7.

В. Порядок отработки камер в подэтаже (этаже) 2-1-2-1-2-1-2

Принятые порядки отработки камер предусматривают безопасное выполнение производственных процессов в смежных камерах и в одновременно обрабатываемых камерах.

Из приведенного в главе 3 расчета зависимости нормативной прочности закладочного массива, вскрываемого в кровле камеры, от ширины камеры (пролета) и от мощности несущего слоя закладочного массива и расчета зависимости нормативной прочности закладочного массива при его вертикальном обнажении, от мощности несущего слоя закладки» следуют выводы, что наиболее существенное влияние на нормативную прочность закладочного массива оказывают мощности несущих слоев (слоистость) закладочного массива.

Наличие слоистости превращает закладочный массив в анизотропную среду, имеющую неодинаковые прочностные свойства в различных направлениях.

Наличие слоистости обуславливает прочностную анизотропию, которая характеризуется значительной изменчивостью прочностных показателей для всего закладочного массива.

При расколе слоистых образцов закладочного массива поверхность разрушения формируется перпендикулярно растягивающим напряжениям. При изотропном (квазиизотропном) закладочном массиве его прочность максимальна.

Изотропный (квазиизотропный), закладочный массив является основой для повышения интенсивности возведения закладочного массива и оказывает наибольшее влияние на интенсификацию горных работ и снижение рисков эксплуатации подземного рудника.

Создание изотропного (квазиизотропного) закладочного массива позволяет:

1. значительно снизить нормативную прочность закладочного массива при заданных параметрах камерных систем разработки;
2. увеличить параметры камерных систем разработки при использовании существующих составов закладочной смеси;
3. в короткие сроки получить нормативную прочность закладочного массива, что позволит ускорить ввод в отработку смежных камер с заложеной и, соответственно, интенсифицировать горные работы и снизить риски эксплуатации подземного рудника.

Создание изотропного, неслоистого закладочного массива возможно при непрерывной подаче твердеющей смеси в выработанное пространство. Непрерывная подача твердеющей смеси предполагает осуществлять закладку выработанного пространства без прерывания данного технологического процесса от начала его производства и до его окончания.

Допускается создание квазиизотропного закладочного массива при непрерывной подаче твердеющей смеси в выработанное пространство с целью формирования заданной мощности и параметров несущего слоя и прочих несущих вышележащих слоев закладочного массива.

Для создания изотропного (квазиизотропного) неслоистого закладочного массива необходимо:

- провести оптимизацию конструктивных элементов применяемых систем разработки с целью снижения объема и трудоемкости подготовительных работ для производства закладочных работ;
- разработать конструкцию изолирующей перемычки, возводимой с мини-мальной трудоемкостью и обеспечивающей непрерывную подачу закла-

дочной смеси для создания изотропного (квазиизотропного) закладочного массива;

- установить режим работы по приготовлению, подаче и приему закладочной смеси в подземных условиях не менее 24-х часов в сутки.

Выполнить необходимые организационные и технические мероприятия;

- определить, что суточная производительность закладки должна быть не менее чем в 1,25 раза выше среднесуточной производительности добычи, выраженной в объемном выражении;

- установить дистанционный контроль, без присутствия людей, за процессом подачи закладочной смеси в закладываемое очистное пространство камеры.

Проведено сравнение традиционного варианта камерной разработки месторождения в нисходящем порядке, представленного на рис. 3.28, и двух усовершенствованных вариантов с восходящей и нисходящей выемкой, показанных на рисунках 3.29 и 3.30.

Время отработки камер при различных вариантах систем разработки и порядке развития горных работ с изменяющейся шириной камер рассчитано в таблицах 5.1, 5.3, 5.5.

Расчет производительности по добыче руды с учетом ожидания сроков набора прочности закладочным массивом произведен в таблицах 5.2, 5.4, 5.6.

Во всех сравниваемых вариантах для изоляции пространства в подходных выработках требуется устанавливать изолирующие бетонные перемычки. Для повышения интенсивности горных работ и формирования однородного неслоистого закладочного массива конструкция изолирующих перемычек оптимизирована, позволяющих возводить их не циклично, а на всю высоту, что исключает слоистость и неоднородность несущего слоя закладочного массива.

Таблица 5.1- Нисходящий порядок отработки 1-4-3-2-1-2-3-4-1 камер (вариант 3) на подэтажах. Ширина камер 16 м

3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1	1/1/1	4/1/1	3/1/1	2/1/1
3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2	1/1/2	4/1/2	3/1/2	2/1/2
5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1	3/2/1	6/2/1	5/2/1	4/2/1
5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2	3/2/2	6/2/2	5/2/2	4/2/2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1	5/3/1	8/3/1	7/3/1	6/3/1
7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2	5/3/2	8/3/2	7/3/2	6/3/2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1	7/4/1	10/4/1	9/4/1	8/4/1
9/4/2	3735	10/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2	7/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2	7/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2	7/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2	7/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2	7/4/2	10/4/2	9/4/2	8/4/2
4	3	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1	9/5/1	12/5/1	11/5/1	10/5/1
11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2	9/5/2	12/5/2	11/5/2	10/5/2
2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1	11/6/1	14/6/1	13/6/1	12/6/1
13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2	11/6/2	14/6/2	13/6/2	12/6/2
2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1	13/7/1	16/7/1	15/7/1	14/7/1
15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2	13/7/2	16/7/2	15/7/2	14/7/2
2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112
17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1	15/8/1	18/8/1	17/8/1	16/8/1
17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2	15/8/2	18/8/2	17/8/2	16/8/2
2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112	102	112	112	112

Условные обозначения:

4/1/1 - 4 - очередность отработки/ 1-номер подэтажа/1 – номер камеры. 102; 112 – время отработки камер, суток.

4/1/2– 4 - очередность отработки/ 1-номер подэтажа/ 2 - номер камеры.

Таблица 5.2 - Расчет производительности по добыче руды при отработке рудного тела нисходящим порядком отработки камер с очередностью 1-4-3-2-1-2-3-4-1 (вариант 3) на подэтажах. Ширина камер 16 метров.

Очередность	Камеры. Обозначение	Срок отработки, суток	Количество, штук	Срок отработки расчета, суток	**Руды камере, тонн	Добыто руды, тонн
1		102	7	102	197800	1 384 600
2		112	8	112	197800	1 582 400
3		112	8	107	197800	1 582 400
		102	7		197800	1 384 600
4		112	14	112	197800	2 769 200
5		112	8	107	197800	1 582 400
		102	7		197800	1 384 600
6		112	14	112	197800	2 769 200
7		112	8	107	197800	1 582 400
		102	7		197800	1 384 600
8		112	14	112	197800	2 769 200
9		112	8	107	197800	1 582 400
		102	7		197800	1 384 600
10		102	14	112	197800	2 769 200
<b>ИТОГО:</b>				<b>1091</b>		<b>25 911 800</b>
<b>Производительность среднегодовая, тонн/год</b>						<b>8 666 286</b>

\*\*Запасы руды в камере, тонн – в расчете приняты на каждом подэтаже две камеры одинакового объема



Таблица 5.3 - Восходящий порядок отработки камер с очередностью 7-6-5-4-1-2-3-4-5-6-7 (вариант 5) на подэтажах (горизонтах).  
Ширина камер 25 м

19/10/1	16/10/1	13/10/1	10/10/1	13/10/1	16/10/1	19/10/1	16/10/1	13/10/1	10/10/1	13/10/1	16/10/1	19/10/1
19/10/2	16/10/2	13/10/2	10/10/2	13/10/2	16/10/2	19/10/2	16/10/2	13/10/2	10/10/2	13/10/2	16/10/2	19/10/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
18/9/1	15/9/1	12/9/1	9/9/1	12/9/1	15/9/1	18/9/1	15/9/1	12/9/1	9/9/1	12/9/1	15/9/1	18/9/1
18/9/2	15/9/2	12/9/2	9/9/2	12/9/2	15/9/2	18/9/2	15/9/2	12/9/2	9/9/2	12/9/2	15/9/2	18/9/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
17/8/1	14/8/1	11/8/1	8/8/1	11/8/1	14/8/1	17/8/1	14/8/1	11/8/1	8/8/1	11/8/1	14/8/1	17/8/1
17/8/2	14/8/2	11/8/2	8/8/2	11/8/2	14/8/2	17/8/2	14/8/2	11/8/2	8/8/2	11/8/2	14/8/2	17/8/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
16/7/1	13/7/1	10/7/1	7/7/1	10/7/1	13/7/1	16/7/1	13/7/1	10/7/1	7/7/1	10/7/1	13/7/1	16/7/1
16/7/2	13/7/2	10/7/2	7/7/2	10/7/2	13/7/2	16/7/2	13/7/2	10/7/2	7/7/2	10/7/2	13/7/2	16/7/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
15/6/1	12/6/1	9/6/1	6/6/1	9/6/1	12/6/1	15/6/1	12/6/1	9/6/1	6/6/1	9/6/1	12/6/1	15/6/1
15/6/2	12/6/2	9/6/2	6/6/2	9/6/2	12/6/2	15/6/2	12/6/2	9/6/2	6/6/2	9/6/2	12/6/2	15/6/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
14/1	11/5/1	8/5/1	5/5/1	8/5/1	11/5/1	14/5/1	11/5/1	8/5/1	5/5/1	8/5/1	11/5/1	14/1
14/5/2	11/5/2	8/5/2	5/5/2	8/5/2	11/5/2	14/5/2	11/5/2	8/5/2	5/5/2	8/5/2	11/5/2	14/5/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
13/4/1	10/4/1	7/4/1	4/4/1	7/4/1	10/4/1	13/4/1	10/4/1	7/4/1	4/4/1	7/4/1	10/4/1	13/4/1
13/4/2	10/4/2	7/4/2	4/4/2	7/4/2	10/4/2	13/4/2	10/4/2	7/4/2	4/4/2	7/4/2	10/4/2	13/4/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12/3/1	9/3/1	6/3/1	3/3/1	6/3/1	9/3/1	12/3/1	9/3/1	6/3/1	3/3/1	6/3/1	9/3/1	12/3/1
12/3/2	9/3/2	6/3/2	3/3/2	6/3/2	9/3/2	12/3/2	9/3/2	6/3/2	3/3/2	6/3/2	9/3/2	12/3/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
11/2/1	8/2/1	5/2/1	2/2/1	5/2/1	8/2/1	11/2/1	8/2/1	5/2/1	2/2/1	5/2/1	8/2/1	11/2/1
11/2/2	8/2/2	5/2/2	2/2/2	5/2/2	8/2/2	11/2/2	8/2/2	5/2/2	2/2/2	5/2/2	8/2/2	11/2/2
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
10/1/1	7/1/1	4/1/1	1/1/1	4/1/1	7/1/1	10/1/1	7/1/1	4/1/1	1/1/1	4/1/1	7/1/1	10/1/1
10/1/2	7/1/2	4/1/2	1/1/2	4/1/2	7/1/2	10/1/2	7/1/2	4/1/2	1/1/2	4/1/2	7/1/2	10/1/2
137	137	137	137	137	137	137	137	137	137	137	137	137

Условные обозначения:

5/2/1 - 5- очередность отработки/ 2-подэтаж/ 1-номер камеры. 137; 100 - время отработки камеры, сутки.

5/2/2 - 5- очередность отработки/ 2-подэтаж/ 2-номер камеры.

Таблица 5.4 - Расчет производительности по добыче руды при отработке части рудного тела (залежи) восходящим порядком отработки камер с очередностью 7-6-5-4-1-2-3-4-5-6-7 (вариант 5) на подэтажах (горизонтах). Ширина камер 25 метров

Очередность	Камеры. Обозначение	Срок отработки, суток	Количество, штук	Срок отработки для расчета, суток	***Руды в камере, тонн	Добыто руды, тонн
1		137	3	137	313900	941 700
2		100	3	100	313900	941 700
3		100	3	100	313900	941 700
4		100	3	125	313900	941 700
4		137	6		313900	1 883 400
5		100	9	100	313900	2 852 100
6		100	9	100	313900	2 852 100
7		100	9	115	313900	2 852 100
7		137	6		313900	1 883 400
8		100	15	100	313900	4 708 500
9		100	15	100	313900	4 708 500
10		100	15	108	313900	4 708 500
10		137	4		313900	1 255 600
<b>ИТОГО:</b>				<b>1084</b>		<b>31 390 000</b>
<b>Производительность среднегодовая, тонн/год</b>						<b>10 567 014</b>

\*\*\*Запасы руды в камере, тонн – в расчете приняты на каждом подэтаже, две камеры одинакового объема



Таблица 5.6 - Расчет производительности по добыче руды при отработке рудного тела с восходящим порядком отработки камер с очередностью 2-1-2-1-2-1-2 (вариант 5) на подэтажах. Ширина камер 25 метров

Очередность	Камеры. Обозначение	Срок отработки, суток	Количество, штук	Срок отработки для расчета, суток	***Руды в камере, тонн	Добыто руды, тонн	Примечания
1		137	9	137	313900	2 825 100	
2		100	9	100	313900	2 825 100	
3		100	9	100	313900	2 825 100	
4		100	9	119	313900	2 825 100	
4		137	10		313900	3 139 000	
5		100	19	100	313900	5 964 100	
6		100	19	100	313900	5 964 100	
7		100	19	100	313900	5 964 100	
8		100	19	100	313900	5 964 100	
9		100	19	100	313900	5 964 100	
10		100	19	108	313900	5 964 100	
<b>ИТОГО:</b>				1056		50 224 000	
<b>Производительность среднегодовая, тонн/год</b>						<b>17 351 838</b>	

\*\*\*Запасы руды в камере, тонн – в расчете приняты на каждом подэтаже две камеры одинакового объема

В рамках решения этой проблемы принята выше описанная инновационная технология формирования изолирующей перемычки на всю высоту безопалубочным способом

Для сравнения вышеописанных четырех усовершенствованных вариантов систем разработки в сравнении с традиционным вариантом № 1 при нисходящем порядке выемки запасов сопоставлены циклограммы работ, в которых показана общая продолжительность извлечения запасов (71 сут.) и отработки камеры с учетом твердения закладочного массива – 131 сут. В соответствии с этим производительность камеры в этом варианте системы разработки составляет 939 тонн в сутки, что графически представлено на рисунке 5.1. При этом время непосредственно работ по извлечению запасов из камер составляет 71 день, а с учетом ожидания твердения закладочной смеси и набора нормативной прочности закладочным массивом – 131 день.

В сравнении представленные на рисунках 5.2 – 5.4 циклограммы отработки запасов месторождения свидетельствуют о значительном резерве роста интенсивности горных работ.

Оценены затраты времени применении традиционной и рекомендуемой технологии применительно к условиям разработки медно-колчеданного месторождения Озерное. Рассмотрены характеристики рудопотоков при сравнении восходящего и нисходящего порядков отработки месторождения. Выявлены процессы, сдерживающие рост интенсивности горных работ, и факторы, обуславливающие отставание. Для сравнения рассмотрены различные схемы раскройке залежи в горизонтальной плоскости и по вертикали.

Проведенные расчеты показали, что при восходящем порядке ширина камер может быть увеличена с 10 метров до 16 -25 метров, что повышает интенсивность выемки запасов в 1,5 раза и более.

Сравнение производительности закладочных работ по традиционному варианту и предлагаемым с восходящим и нисходящим порядком отработки свидетельствует о возможностях роста производительности, соответственно, в 2 и 4.7 раза (рис. 5.5).

Технологические процессы		Продолжительность технологических процессов, суток																		
Прходка подготовительных и нарезных выработок																				
Очистное бурение	18																			
Очистная выемка. Отгрузка руды	20	122550																		
Монтаж перемычек	6																			
Подливка перемычек	11																			
Закладка	16																			
Твердение																				
<b>ВСЕГО продолжительность технологических процессов, суток</b>	<b>71</b>																			<b>131</b>
<b>Производительность камеры, тонн/сутки</b>	<b>1738</b>																			<b>939</b>

Рисунок 5.1 - Циклограмма отработок камер шириной 10 м с твердеющей закладкой при традиционном варианте с нисходящей выемкой



Рисунок 5.2 - Циклограмма отработки камер шириной 10 м с твердеющей закладкой при усовершенствованном варианте с нисходящей выемкой

Технологические процессы	Продолжительность технологических процессов, сутки											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Проходка выработок												
Бурение камеры1	14											
Добыча руды. Камера 1		16										
Закладка камеры 1			11									
Твердение камеры 1			14	16	11	10	10					
Бурение камеры2			14									
Добыча руды. Камера 2				16								
Закладка камеры 2					11							
Твердение камеры 2					10	10	10	14	16			
ВСЕГО суток			8		2	10	2	142				
Производительность, т/сут			2413			1940		1393				
Проходка выработок							10					
Бурение камеры1									14			
Добыча руды. Камера 1										16		
Закладка камеры 1											11	
Твердение камеры 1											14	16
Бурение камеры2												14
Добыча руды. Камера 2												16
Закладка камеры 2												
Твердение камеры 1												
ВСЕГО суток												112
Производительность, т/сут												1767

Рисунок 5.3 - Циклограмма отработки запасов камерами шириной 16 м с твердеющей закладкой при усовершенствованном варианте с восходящей выемкой и совмещением работ в смежных камерах



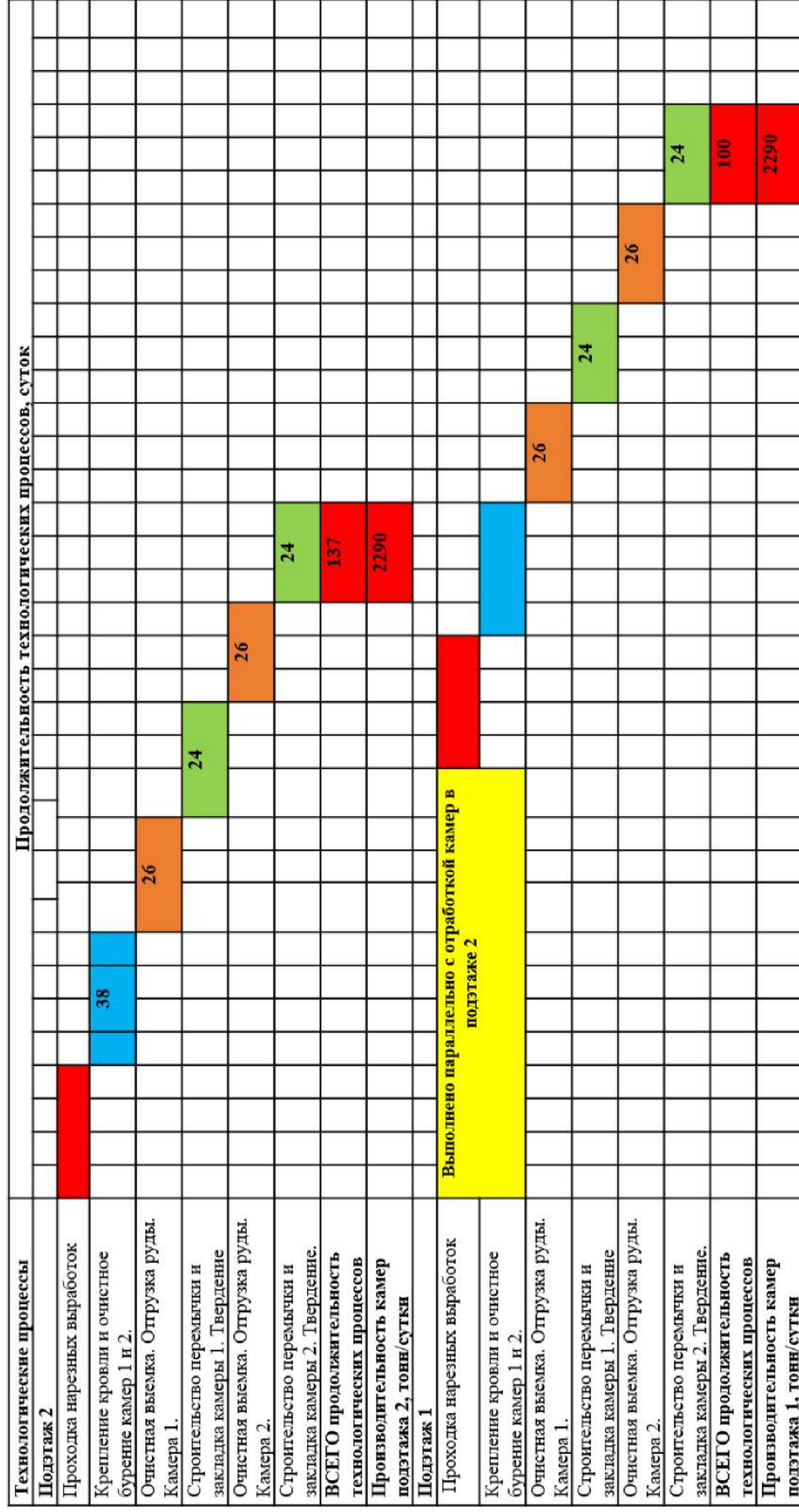


Рисунок 5.4 - Циклограмма отработки запасов камерами шириной 25 м с твердеющей закладкой при усовершенствованном варианте с восходящей выемкой и совмещением работ в смежных подэтажах



Рисунок 5.5 - Производительность камерных систем разработок по вариантам 1 - 5

Выполненные расчеты продолжительности выполнения основных и вспомогательных технологических процессов, производительности по отработке запасов месторождения Озерное, представленные в таблице 5.7 легли в основу оценки экономической эффективности и рисков разработанных технологических решений.

Таблица 5.7 - Сравнительный расчет среднегодовой производительности добычи руды из спаренных камер, исходя из интенсификации технологии закладочных работ, способов подачи закладочной смеси в выработанное пространство, порядка отработки рудных тел или их участков

Показатели	Единица измерения	Нисходящая Существующая. Вариант 1.	Нисходящая Очердность 1-4-3-2-1-2-3-4-1 Вариант 3.	Восходящая. Очердность 7-6-5-4-1-2-3-4-5-6-7 Вариант 5.	Восходящая. Очердность 2-1-2-1-2-1-2 Вариант 5.	Примечания
<b>Параметры камер:</b>						
Ширина		10	16	25	25	
Высота		30	30	30	30	
Длина одиночной		100	50	50	50	
Общая длина спаренных		0	100	100	100	
<b>Подготовительная проходка (ППР)</b>	метры	400	225	225	225	
<b>Нарезная проходка (ННР)</b>	метры	242	160	160	160	В спаренных камерах с двумя отрезными
<b>Объем руды в камере, ВСЕГО</b>	тонн	129000	103200	161250	161250	
<b>Руды с очистных работ в одиночной камере</b>	тонн	122 550	98900	156950	156950	
<b>Руды с очистных работ в спаренных камерах</b>		122550	197800	313 900	313 900	
<b>Расход ППР на 1000 тонн руды с очистных работ</b>	метров/1000 тонн	0,16	0,091	0,089	0,089	
<b>Расход ННР на 1000 тонн руды с очистных работ</b>	метров/1000 тонн	1,97	0,81	0,51	0,51	
<b>Нормативная прочность закладочного массива:</b>						
<b>В кровле</b>	МПа	6	4,2	нет	нет	
<b>В стенках</b>	МПа	2,1	2,1	2,1	2,1	
<b>В почве</b>	МПа	нет	нет	1,4	1,4	
<b>Объем закладки в одиночной камере</b>	куб. метров	30000	24000	37500	37500	
<b>Объем закладки в спаренной камере</b>	куб. метров	30000	48000	75000	75000	В спаренных камерах
<b>Мощность несущего слоя (НС)</b>	метров	1,0	0	0	0	1200*** - с учетом увеличения сечения (на 20%)
<b>Объем несущего слоя</b>	куб. метров	1200***	0	0	0	
<b>Доля НС в объеме закладки</b>	процентов	4,0		0	0	
<b>Производительность добычи руды из спаренных камер</b>	тонн/сутки	939	1393	2290	2290	Расчет по продолжительности ТП.
<b>Среднегодовая производительность добычи руды из спаренных камер, исходя из порядка отработки части рудного тела (залежи).</b>	тонн/год	Не исследовалась по причине малой производительности камерной системы	8 666 286	10 567 014	17 351 838	

### **Выводы по главе**

1. При обосновании условий повышения интенсивности закладочных работ в качестве базового был принят типовой вариант камерой системы разработки с твердеющей закладкой при нисходящем и восходящем порядках отработки месторождения. Этот вариант рассмотрен в сравнении с усовершенствованными вариантами камерной системы разработки с нисходящим и восходящим порядком освоения запасов месторождений, отличающимися тем, что в них отсутствуют боковые заезды в камеры, что позволяет существенно сократить удельный объем подготовительно-нарезных работ в 2, 37 раза в варианте нисходящей отработки месторождения и в 3.55 раза при восходящей выемке запасов.

2. Наиболее производительным является восходящий порядок отработки камер с двухстадийным порядком отработки камер в подэтажах при ширине камер 25 метров.

3. Предпочтительным решением проблемы является внедрение восходящего порядка отработки камер с семи стадийной очередностью отработки камерных запасов от центра к флангам 7-6-5-4-1-2-3-4-5-6-7 при ширине камер 25 метров, когда отработка следующей камеры производится при непосредственном контакте с отработанной и заложеной твердеющей закладочной смесью смежной камерой.

4. Нисходящий порядок отработки 1-4-3-2-1-2-3-4-1 камер может применяться на участках рудных тел, на которых невозможно получить высокую производительность на горных работах при добыче руды. К таким участкам относятся запасы на выклинках и почве рудных тел.

5. Интенсификация закладочных работ достигается:

- оптимизацией конструктивных элементов системы разработки с целью снижения, объемов и трудоемкости подготовительных работ для производства закладочных работ;
- созданием квазиизотропного закладочного массива;

- внедрением новых концептуальных подходов к конструкции изолирующих закладочных перемычек;
- применением современных вяжущих, новых способов возведения гидроизолирующих перемычек и несущих конструкций с применением высокопроизводительного оборудования.

6. Получены зависимости нормативной прочности закладочного массива, вскрываемого в кровле вышележащей и заложеной камеры, от ширины камеры (пролета) и от мощности несущего слоя. Результаты расчетов использованы при проведении исследований по обоснованию рационального порядка и выбору систем отработки месторождения, оценки показателей их интенсивности и экономической эффективности, а также зависимости нормативной прочности закладочного массива по фактору его обнажения в стенках камеры и по условиям перемещения самоходной техники в основании камеры.

7. При определении параметров перемычки, построении циклограмм с учетом условий твердения, графиков набора нормативной прочности использованы ранее представленные закономерности и требования к формированию нормативной прочности закладочных массивов в конструктивных элементах различных вариантов систем разработки.

## **6. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И ОЦЕНКА РИСКОВ ПРИ ИХ ВНЕДРЕНИИ**

### **6.1. Оценка технико-экономических показателей технологии горных работ**

В диссертации разработаны следующие рекомендации, позволяющие увеличить интенсивность горных работ:

- состав быстротвердеющей смеси для возведения изолирующих перемычек;
- механизацию возведения изолирующей перемычки;
- технология приготовления закладочной смеси, состоящая в раздельном измельчении компонентов смеси позволяющая сократить сроки набора нормативной прочности;
- непрерывный режим заполнения выработанного пространства закладочным материалом;
- увеличение производительности закладочного комплекса;
- состав быстротвердеющего бетона для установки ЖБШ;
- введение дополнительного перерыва для производства БВР;
- разделку отрезной щели без проходки отрезного восстающего.

По результатам проведенных исследований по проходке горизонтальных выработок, на Узельгинском руднике в июне 2008 г. введен второй междуменный перерыв для ведения взрывных работ и проведены опытно-промышленные испытания быстротвердеющих составов бетонов применяющихся для закрепления железобетонных штанг.

При проведении опытно-промышленных испытаний применения ускорителей твердения в составах для закрепления железобетонных штанг использовалась твердеющая смесь в составе - цемент:отсев 1:1 и добавка EKOSAL 2%+Stacheplast 0,2% от массы цемента. Раствор бетона готовился в смесителе, добавка подавалась на выходе из него и перемешивалась с раствором в процессе транспортировки по резиновому шлангу. Испытания установленных железобетонных штанг проводились с применением динамометрического ключа на 3, 7, 28 сутки. Опытно-промышленные испытания, проведенные в выработках гор. 550 м показали, что

использование железобетонных штанг с применением рекомендованного состава бетона (водоцементная смесь при соотношении цемент:отсев = 1:1, добавки EKOSAL 2%+Stacheplast 0,2%), позволяет осуществлять взрывные работы по истечении 2 часов с момента установки ЖБШ, за счет чего обеспечивается повышение средней скорости проходки выработок до 5,6 м/сут (на 1,2 м/сут выше, чем при традиционной технологии).

Введение второго перерыва на ведение взрывных работ в комплексе с быстротвердеющим бетоном опробовано на руднике при проходке вентиляционного закладочного орта № 1 (гор. 550 м). Организация проходческих работ с двумя перерывами позволила увеличить скорость проходки на 15% за счет сокращения непроизводительных затрат времени возникающих при преждевременной подготовке забоя к взрывным работам.

Увеличение камер, одновременно находящихся в отработке на Узельгинском руднике в период 2004-2006 гг., привело к росту объема проходки отрезных восстающих до 150-180 п.м. в месяц. Горно-геологические условия рудника Узельгинский не позволяли выдерживать необходимых темпов проходки отрезных восстающих существующими способами. С целью сокращения временных и материальных затрат на проходку отрезных восстающих был разработан способ разделки отрезных щелей с учетом деформационных свойств закладочного массива.

Способ оформления отрезных щелей прошел опытно-промышленную апробацию в 2006 г. в условиях отработки камер к15 п9 гор.550.м Узельгинского рудника. Проведенные экспериментальные исследования данного способа формирования отрезного пространства заключались в бурении параллельных вееров скважин буровой установкой Solo и отбойкой скважинных зарядов на закладочный массив. За период 2006-2007 года данным способом пройдено около 50 отрезных щелей. Вееры скважин располагались параллельно, через 1 м друг от друга на всю ширину отрезной щели обуривались вблизи имеющегося закладочного массива. Скважины в веерах бурились под углом 50-90° диаметром 89 мм. Учитывая тяжёлые условия работы зарядов, линия наименьшего

сопротивления ( $W$ ) принималась 1 и 1,5 м, то есть 50 и 75% от фактического при отбойке запасов. Целью данных исследований было определение оптимальной длины защитной зоны для минимизации разрушения закладочного массива. Для сохранения закладочного массива, с учётом зоны дробления, оставлялись защитные зоны до закладочного массива, равные 0,2;0,4;0,6;0,8 от  $W$  при соответствующем недобуре 0,4;0,8;1,2;1,6 м. Разделка отрезной щели осуществлялась в 2-4 стадии, количество которых зависело от высоты камеры. После проведения взрывных работ оценивалось состояние закладочного массива, соответствие фактических контуров компенсационного пространства проектным размерам, выход негабаритных фракций.

Результаты опытных взрывов показали, что при толщине защитного слоя 0,2  $W$  наблюдается переизмельчение руды и разрушение закладочного массива происходит на глубину 0,5-0,8 м. При установлении защитной зоны в пределах 0,6-0,8  $W$  отмечался повышенный выход негабарита и непроработка рудного массива. Наилучшие результаты были достигнуты при применении защитной зоны толщиной 0,4  $W$ : отмечены незначительные нарушения целостности закладочного массива (глубиной до 0,1-0,3 м) при обеспечении требуемых контуров отрезной щели.

По результатам опытно-промышленных испытаний предложенный способ формирования отрезной щели включен в регламент на очистные работы на Узельгинском руднике.

Разработанные в диссертации рекомендации по отдельному измельчению компонентов закладочной смеси были включены в технологический проект перевода закладочного комплекса на данную технологию приготовления закладки.

По результатам календарного планирования освоения запасов рудной залежи №4 Узельгинского месторождения определена суммарная производительность добычи на различных периодах развития горных работ с применением существующей и предлагаемой технологии (рис. 6.1).



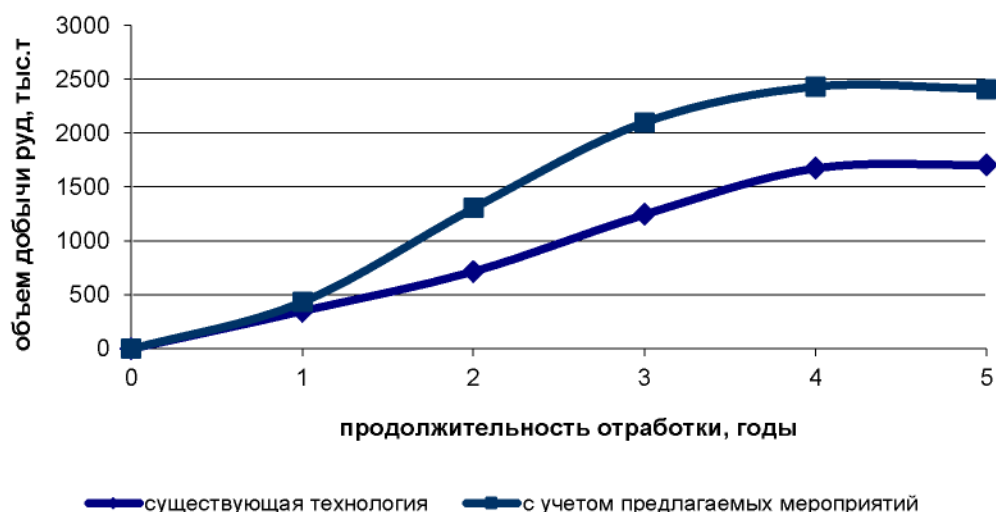


Рисунок 6.1. Годовые объёмы добычи при освоении запасов залежи с применением существующей и предлагаемой технологии добычи

Анализ развития горных работ по годовому объему добычи с применением существующей и предлагаемой технологий добычи показал, что, начиная с 4 года, достигается выход на максимальную годовую производительность по добыче. Снижение сроков отработки камер приводит к увеличению объемов извлечения полезного ископаемого, так как время отработки камеры сократилось на 33%. При расчете себестоимости добычи было принято увеличение производительности рудника на 30%. Расчет себестоимости для фактического и планируемого объема добычи производился для цен 2006 года с последующим переводом экономического эффекта в цены 2008 г., путем ввода коэффициента инфляции равного для 2006 - 2008 года 1,44.

Для расчета изменения себестоимости добываемой руды за счет увеличения объемов добычи необходимо определение удельных постоянных и удельных переменных затрат. Из общего уровня затрат определялся удельный вес каждой из статей себестоимости, а тем же их структура. После определения удельного веса статей затрат на добычу проводился их анализ и выявлялась доля постоянных и переменных затрат в их структуре.

По результатам календарного планирования освоения запасов рудной залежи №4 Узельгинского месторождения определена суммарная

производительность добычи на различных периодах развития горных работ с применением существующей и предлагаемой технологии (рис. 6.1).

В таблице 6.1 представлена структура себестоимости при существующем в 2008 году уровне добычи на Узельгинском руднике в процентном соотношении постоянных и переменных затрат на добычу тонны руды.

Таблица 6.1. Структура себестоимости добычи руды на Узельгинском руднике

ЗАТРАТЫ	Удельный вес затрат, %		
	Всего	Постоянные	Переменные
Материалы вспомогательные на технологические цели	5,25	3,76	1,49
Энергия на технологические цели, в том числе: электроэнергия, сжатый воздух	3,44	1,3	2,14
Зарплата основная	6,03	2,92	3,11
Зарплата дополнительная	2,09	1,01	1,08
Единый социальный налог	1,63	0,788	0,842
Амортизация	10,07	10,07	-
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	0,84	-	0,84
Погашение ГПР	11	-	11
Расходы по закладке пустот	12,9	1,8	11,1
Геолого-разведочные работы	0,16	0,016	0,144
Цеховые затраты	31,72	23,07	8,65
Прочие	6,28	-	6,28
Налог на добычу полезных ископаемых	8,59	-	7,27
<b>Итого</b>	<b>100</b>	<b>46,38</b>	<b>53,62</b>

Как видно из данных таблицы 6.1 постоянные затраты составляют 46,38% от общих затрат на добычу полезного ископаемого.

Увеличение производительности Узельгинского подземного рудника на 30% приведет к снижению себестоимости добычи тонны руды за счет снижения условно постоянных затрат, в таблице 6.2 приведен достигнутый уровень добычи полезного ископаемого и планируемый. Планируемое увеличение производительности составляет 693 тыс.т/год.

Таблица 6.2. Фактический и планируемый объемы добычи руды.

Объем добычи руды, тыс.т	Фактический	Планируемый
Из очистных забоев	2125	2762
Попутная руда	182,441	237
<b>Итого</b>	<b>2307,342</b>	<b>3000</b>

Снижение себестоимости добычи полезного ископаемого можно, определить рассчитав удельные постоянные и удельные переменные

затраты при фактическом и планируемом уровне добычи полезного ископаемого. Расчет удельных постоянных затрат при фактическом объеме производства представлен в таблице 5.3, переменных в таблице 6.3.

Таблица 6.3. Расчет удельных постоянных затрат при достигнутом уровне выпуске продукции

Статьи расходов	Затраты на добычу, тыс.руб.	Постоянные затраты на добычу, тыс.руб.	Фактические удельные постоянные затраты на 1т
Материалы вспомогательные на технологические цели	55544,64	39780,54	17,30
Энергия на технологические цели,	36394,96	13753,91	5,98
в том числе: электроэнергия	16559,71	6258,03	2,72
сжатый воздух	19835,26	7495,88	3,26
Зарплата основная	63796,99	30893,40	13,43
Зарплата дополнительная	22112,06	10685,73	4,65
Единый социальный налог	17245,29	8336,99	3,62
Амортизация	106539,91	106539,91	46,32
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	8887,14	-	-
Погашение ГПР	116379,25	-	-
Расходы по закладке пустот	136481,11	19043,88	8,28
Геолого-разведочные работы	1692,79	169,28	0,07
Цеховые затраты	335595,42	244079,02	106,12
Прочие	66441,97	-	-
Налог на добычу пол. ископаемых	90881,61	-	-
Итого	1057993,14	473282,65	205,78

Общие затраты на добычу полезного ископаемого при фактическом выпуске продукции составляют 1057993,14 тыс.руб.

Фактическая себестоимость добычи тонны руды на Узельгинском руднике составит 453,93 руб/т, из которых на постоянные расходы приходится 205,78 руб/т, на переменные 248,15 руб/т.

При увеличении производственной мощности Узельгинского рудника произойдет увеличение переменных затрат, постоянные затраты на добычу полезного ископаемого останутся на том же уровне, но на тонну они снизятся. В таблице 6.5 приведена структура себестоимости в процентном соотношении при планируемом уровне добычи. В таблице 6.4

приведен расчет удельных постоянных затрат на добычу полезного ископаемого при увеличении производительности Узельгинского подземного рудника на 30%.

Таблица 6.4. Расчет удельных переменных затрат при фактическом выпуске продукции

Статьи расходов	Затраты на добычу, тыс.руб.	Переменные затраты на добычу, тыс.руб.	Фактические удельные переменные затраты на 1т
Материалы вспомогательные на технологические цели	55544,64	15764,10	6,85
Энергия на технологические цели,	36394,96	22641,05	9,84
в том числе: электроэнергия	16559,71	10301,68	4,48
сжатый воздух	19835,26	12339,37	5,36
Зарплата основная	63796,99	32903,59	14,31
Зарплата дополнительная	22112,06	11426,33	4,97
Единый социальный налог	17245,29	8908,30	3,87
Амортизация	106539,91	-	-
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	8887,14	8887,14	3,86
Погашение ГПР	116379,25	116379,25	50,60
Расходы по закладке пустот	136481,11	117437,24	51,06
Геолого-разведочные работы	1692,79	1523,51	0,66
Цеховые затраты	335595,42	91516,41	39,79
Прочие	66441,97	66441,97	28,89
Налог на добычу пол.ископаемых	90881,61	76916,10	33,44
Итого	1057993,14	568707,28	248,15

В таблице 6.5. дана структура себестоимости добычи руды на Узельгинском руднике в случае повышения его производительности на 30%.

Таблица 6.5 Структура себестоимости на Узельгинском руднике при планируемом уровне добычи

ЗАТРАТЫ	Удельный вес затрат, %		
	Всего	Постоянные	Переменные
Материалы вспомогательные на технологические цели	5,32	3,81	1,51
Энергия на технологические цели, в том числе: электроэнергия, сжатый воздух	3,49	1,32	2,17
Зарплата основная	6,11	2,96	3,15
Зарплата дополнительная	2,12	1,02	1,09
Единый социальный налог	1,65	0,80	0,85
Амортизация	10,20	10,20	
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	0,85	-	0,85
Погашение ГПР	11,15		11,15
Расходы по закладке пустот	13,07	1,82	11,25
Геолого-разведочные работы	0,16	0,02	0,15
Цеховые затраты	32,14	23,38	8,77
Прочие	6,36	-	6,36
Налог на добычу полезных ископаемых	7,37	-	7,37
Итого	100,00	45,33	54,67

В таблице 6.6 приведен расчет условно переменных

Таблица 6.6. Расчет удельных постоянных затрат при планируемом выпуске продукции

Статьи расходов	Затраты на добычу, тыс.руб.	Постоянные затраты на добычу, тыс.руб.	Фактические удельные постоянные затраты на 1т
Материалы вспомогательные на технологические цели	60273,87	39780,54	13,26
Энергия на технологические цели,	43187,28	13753,91	4,58
в том числе: электроэнергия	19650,21	6258,03	2,09
сжатый воздух	23537,07	7495,88	2,50
Зарплата основная	73668,06	30893,40	10,30
Зарплата дополнительная	25539,95	10685,73	3,56
Единый социальный налог	19917,78	8336,99	2,78
Амортизация	106539,91	106539,91	35,51
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	11553,29	-	-
Погашение ГПР	151293,02	-	-
Расходы по закладке пустот	171712,29	19043,88	6,35
Геолого-разведочные работы	2149,84	169,28	0,06
Цеховые затраты	363050,34	244079,02	81,36
Прочие	152816,53	-	-
Налог на добычу пол.ископаемых	190872,54	-	-
Итого	1372574,70	473282,65	157,76

Общие затраты при планируемом уровне добычи определялись путем сложения постоянных затрат на добычу и переменных затрат увеличенных

на 30% так как они увеличатся пропорционально объему выпуска продукции.

Таким образом, при увеличении производительности на 30% наблюдается снижение постоянных затрат на 48,02 руб/т.

Расчет удельных затрат на добычу руды на Узельгинском руднике в случае роста его производительности на 30 % показан в таблице 6.7. Та

Таблица 6.7. Расчет удельных переменные затрат при планируемом выпуске продукции

Статьи расходов	Затраты на добычу, тыс.руб.	Переменные затраты на добычу, тыс.руб.	Фактические удельные переменные затраты на 1т
Материалы вспомогательные на технологические цели	60273,87	20493,33	6,83
Энергия на технологические цели, в том числе: электроэнергия	43187,28	29433,37	9,81
сжатый воздух	19650,21	13392,18	4,46
Зарплата основная	23537,07	16041,19	5,35
Зарплата дополнительная	73668,06	42774,66	14,26
Единый социальный налог	25539,95	14854,22	4,95
Амортизация	19917,78	11580,79	3,86
Внутрирудничное перемещение грузового технологического транспорта	106539,91	-	-
Погашение ГПР	11553,29	11553,29	3,85
Расходы по закладке пустот	151293,02	151293,02	50,43
Геолого-разведочные работы	171712,29	152668,41	50,89
Цеховые затраты	2149,84	1980,56	0,66
Прочие	363050,34	118971,33	39,66
Налог на добычу полископаемых	152816,53	86374,56	28,79
Итого	190872,54	99990,93	33,33
	1372574,70	741968,47	247,32

При планируемом уровне добычи полезного ископаемого удельная себестоимость добычи тонны руды составляет 405,08 руб/т, ценах 2006 года, из которых постоянные составляют 157,76 руб/т, переменные 247,32 руб/т.. При увеличении производительности Узельгинского подземного рудника на 690 тыс.т/год наблюдается снижение себестоимости добычи 1 тонны руды на 48,85руб то есть на 12% при существующей себестоимости 453,93 руб/т. Для определения снижения себестоимости в ценах 2008 года был введен коэффициент инфляции с 2006 по 2008 годы равный  $K_{\text{э}}=1,44$ .

Годовая экономия на постоянных затратах в ценах 2008 года составит (5.1):

$$\mathcal{E}_{\text{год}} = \mathcal{E}_{\text{п.з.}} \cdot V_{\text{вып.}} \cdot K_{\mathcal{E}} = 48,85 \cdot 3000 \cdot 1,44 = 211032 \text{ тыс. руб.}, \quad (5.1)$$

где,  $\mathcal{E} = 48,85$  руб/т- снижение себестоимости;

$V_{\text{вып.}} = 3000$  тыс/т- планируемый годовой объем добычи.

Увеличение производительности Узельгинского рудника на 30% приведет к снижению себестоимости добычи тонны руды подземным способом на 70,34 руб. в ценах 2008 года, и приведет к условной экономии на постоянных расходах, которая составит 211032 тыс. руб. год.

В таблице 6.8 приведена экономическая оценка рекомендуемого комплекса инженерно-технических решений по интенсификации добычи руды для камеры объемом 36000м<sup>3</sup> и запасами руды 150000т.

Таблица 6.8. Экономическая оценка рекомендуемого комплекса инженерно-технических решений по интенсификации добычи руд

Рекомендация	Затраты на разработку, руб	
	удорожание	экономия
Применение растворов с ускорителями твердения для установки ЖБШ	-	<b>16560</b>
Оформление отрезной щели без проходки восстающих выработок	-	<b>1650730</b>
Применение бетонов с ускорителями твердения на возведении изолирующих перемычек	<b>26239,68</b>	-
Замена цементных на цементно-шлаковые составы при подливке изолирующих перемычек	-	<b>72144</b>
Перевод закладочного комплекса на раздельный помол шлака и заполнителя	-	<b>65664</b>
Экономический эффект в ценах 2008 г.	<b>1778858</b>	

Внедрение комплекса инженерно-технических решений приведет к экономии на материалах 1778858руб для камеры объемом 36000м<sup>3</sup>, то есть 11,86 руб./т. В ценах 2008 г., а в пересчете по состоянию на 2022 год экономия составляет 58,9 руб./т.

Общая экономия от применения рекомендуемых инженерно-технических решений и за счет условно-постоянных затрат составляет 82,2 руб/т, что обуславливает снижение себестоимости добычи руды на 14%. Общий экономический эффект составляет 246,6 млн.руб./год в ценах 2008 года.

В таблице 6.9 дана оценка экономической эффективности внедрения разработанных в диссертации вариантов систем разработки камерными системами с твердеющей закладкой при восходящем и нисходящем порядке отработки запасов Озерного месторождения с изменяющейся шириной камер 10, 16 и 25 м и оценкой возможностью совмещения работ в смежных камерах одного горизонта и в смежных подэтажах.

Для сравнения вышеописанных четырех усовершенствованных вариантов систем разработки в сравнении с традиционным вариантом № 1 при нисходящем порядке выемки запасов сопоставлены циклограммы работ, в которых показана общая продолжительность извлечения запасов (71 сут.) и отработки камеры с учетом твердения закладочного массива – 131 сут. В соответствии с этим производительность камеры в этом варианте системы разработки составляет 939 тонн в сутки. В соответствующем усовершенствованном варианте с теми же параметрами время отработки тех же запасов составляет 123 суток и производительность поднимается на 15.5%. При переходе на восходящий порядок отработки камерами шириной 16 м с совмещением работ в спаренных камерах время отработки запасов снижается до 112 суток при росте производительности по сравнению с базовым вариантом на 88%. И в случае отработки запасов с восходящей выемкой камерами шириной 25 м с совмещением работ в смежных подэтажах время отработки соответствующих запасов сокращается до 100 дней при росте производительности соответственно на 143%.



Таблица 6.9. Экономическая оценка рекомендуемого комплекса инженерно-технических решений по интенсификации добычи руд

Характеристика решения	Уд. объем подготовительных выработок, м/ тыс. т		Уд. объем нарезных выработок, м/ тыс. т		Продолжительность отработки камер, сут.		Производительность камер, т/сут.		Годовая экономическая эффективность, млн. руб.
	Базовый	Усовершенствованный	Базовый	Усовершенствованный	Базовый	Усовершенствованный	Базовый	Усовершенствованный	
Отказ от боковых заездов в выработки при выпуске при нисходящем порядке разработки	0,16	0,091	1,97	0,81	131	123	939	1085	986
Переход с нисходящего на восходящий порядок выемки запасов	0,16	0,089	1,97	0,51	131	112	939	1767	1708
Переход на восходящий порядок отработки камерами 25 с совмещением работ в подэтажах	0,16	0,089	1,97	0,51	131	100	939	2290	2381

## **6.2 Анализ опасностей и оценка риска аварий до и после внедрения разработанных рекомендаций**

В современных условиях эксплуатация месторождений твердых полезных ископаемых характеризуется повышенными опасностями с возможностью перерастания в аварии, вплоть до уровня техногенных катастроф. Анализ опасностей и оценки риска аварий (далее - анализ риска аварий) является важнейшей научно-технической задачей, решение которой базируется на методах выявления опасностей, исследовании сценариев развития гипотетически возможных аварий, прогнозировании и устранении возможных последствий. Применительно к условиям освоения рудных месторождений в изменяющихся горно-геологических условиях только оценка риска аварий с установлением степени опасности возможных аварий, а также разработка и своевременная корректировка мероприятий по снижению риска аварий, позволяет обеспечить приемлемый уровень промышленной безопасности на опасном производственном объекте подземных горных работ.

Основная цель анализа риска аварий - установление степени аварийной опасности исследуемого объекта (рудника) для предупреждения угрозы причинения вреда жизни, здоровью людей, окружающей среде, имуществу физических и юридических лиц и т.п. Проведение корректных оценок обеспечит заблаговременную реализацию и своевременную корректировку технологических и организационно-технических мероприятий и рекомендаций по минимизации риска аварий до приемлемого уровня. Это будет способствовать реализации мер, обеспечивающих снижение масштаба последствий аварий, включая размер ущерба.

В соответствии с Руководством по безопасности [173] «... на различных стадиях жизненного цикла опасного производственного объекта основная цель анализа риска аварий достигается постановкой и решением соответствующих задач в зависимости ...» от конкретной горнотехнической

ситуации. Изучение рекомендаций указанного Руководства и синтез этих рекомендаций с результатами исследований, проведенных в главах 2 и 3, позволяет систематизировать этапы анализа риска аварий в виде блок-схемы, представленной на рисунке. 6.2.

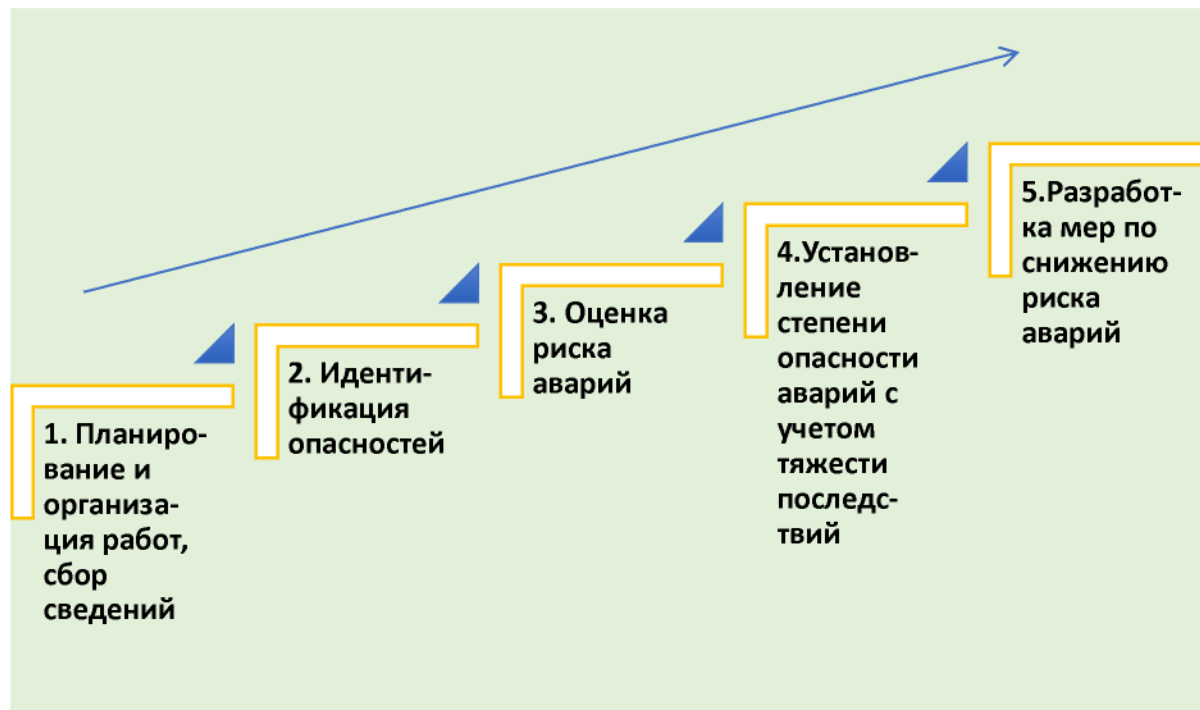


Рисунок 6.2. Результаты выбора этапов анализа риска аварий

Анализ блок-схемы свидетельствует, что реализация первого из пяти основных этапов анализа риска – планирование и организация работ, выполнена в ходе проведения диссертационного исследования и приведена в главах 1-3. Полученные исходные данные о закономерностях и параметрах технологических процессов крепления и закладки выработанного пространства, обеспечивающих интенсификацию работ, являются основой для проведения анализа риска аварий.

Второй этап анализа риска «Идентификация опасностей» базируется на положениях известных методик, таких как ГОСТ Р ИСО 31000:2010 (ISO 31000:2009) «Менеджмент риска. Принципы и руководство» и ГОСТ 27.310-95 «Анализ видов, последствий и критичности отказов. Основные положения», так и авторских, основанных на оценке горнотехнической

ситуации при подземной геотехнологии в свете риска аварий, связанных с нарушением устойчивости горнотехнических конструкций.

Идентификация опасностей выполнена в соответствии с конкретными решениями, обоснованными применительно к объектам диссертационного исследования. Таким образом, для месторождений медно-колчеданных руд идентифицированы и систематизированы опасности, характерные для процессов крепления и закладки выработанного пространства в соответствии с характером и особенностями выполняемых операций. Для технологии крепления – это бурение, установка анкеров, особенности ведения горных работ после их установки, а также характер контакта анкеров с вмещающим массивом и их долговечность. При этом выполнялась сравнительная оценка опасностей, которые характерны для технологии установки ЖБШ и СЗА с учетом интенсивности выполнения технологических операций. Причем, на первом этапе анализа опасностей проведен анализ риска аварии при применении крепи на основе ЖБШ (до внедрения предложенной крепи на основе самозакрепляющихся анкеров), а на втором этапе проведены повторные расчеты уровня риска аварии с учетом внедрения разработанных рекомендаций.

Для условий ведения закладочных работ проведена идентификация опасностей в ходе технологических операций, связанных с возведением изолирующих перемычек, набором прочности используемых для этого твердеющих смесей, особенностей деформирования созданных конструкций в ходе последующего заполнения выработанного пространства отработанных камер закладочными смесями и другими. Для анализа опасностей также на первом этапе проведена идентификация опасностей и оценен уровень риска аварии при старой технологии формирования перемычек, а на втором этапе анализа опасностей оценен уровень риска аварии с учетом внедрения разработанных рекомендаций.

Анализ опасностей и оценка риска аварий базировались на систематизации статистических данных об авариях на медно-колчеданных рудниках, где реализованы рекомендации по креплению и закладке выработанного пространства. Учтены опасности, связанные с установкой ЖБШ – длительное время набора прочности бетонными смесями, сложность идентификации факта принятие нагрузки от налегающей толщи, риск разрушения при контакте с агрессивными средами и другие. При этом учтено, что с применением СЗА авария произошла только при опытных испытаниях. В ходе идентификации опасностей учтено, что в 2012 году при проходке по слабоустойчивым горным породам вентиляционного наклонного съезда на Ново-Учалинское месторождение несвоевременно была установлена самозакрепляющаяся анкерная крепь (СЗА) с нарушением порядка выполнения работ в производственном процессе. Произошло обрушение горной породы с увеличением сечения выработки (с 32 до 60 квадратных метров). Для выполнения крепления в интервале увеличенного сечения потребовалось изменить параметры крепления – увеличить глубину штангования СЗА с 2,4 метров до 3,6 метров. Потребовалось изготовить СЗА с увеличенными параметрами, что в совокупности привело к остановке проходки выработки на 12 суток.

Учет и своевременная корректировка конструктивных параметров анкеров для крепления горных пород в слабоустойчивых породах, характеризующихся невысокими физико-механическими свойствами, позволили исключить подобные аварии. В период с 2012 года по 2022 год на подземных рудниках АО «Учалинский ГОК» инцидентов и несчастных случаев, при проходке и эксплуатации выработок не было. Вместе с тем, при анализе опасностей данный вид опасности и возможные последствия аварии были учтены для определения и ранжирования уровня риска аварии.

В ходе идентификации опасностей при ведении закладочных работ учтена статистика по авариям. Выявлено, что действительно, нарушение

порядка производства технологического процесса закладочных работ может привести к аварии на опасном производственном объекте и несчастному случаю со смертельным исходом. Это подтверждается фактом, что в 2009 году при производстве закладочных работ на руднике «Молодежный» был нарушен регламент в части подливки изолирующих перемычек в очистной камере. Вместо подливки перемычки на высоту 1–1,5 метра была произведена подливка перемычки на полную высоту 4,0 метра. Произошло полное разрушение изолирующей перемычки и выброс закладочной смеси в окружающие выработки. В результате этого погиб работник рудника, выполнявший работы недалеко от закладываемой камеры. Кроме того, потребовалась значительная остановка рудника на зачистку выработок от закладочной смеси.

Результаты идентификации опасностей приведены в таблице 6.10.

Таблица 6.10. Результаты идентификации опасностей по объектам исследований

Опасности, приводящие к инцидентам/авариям на руднике	Этапы развития аварии	Последствия аварии
1	2	3
<b>1. Вывалы, обрушения горных пород при проходке горных выработок</b>		
1.1 Несвоевременное принятие нагрузки крепью вследствие превышения предельно допустимого времени между уборкой горной массы, оборкой кровли и креплением	Ошибки персонала при определении предельно допустимого времени устойчивости обнажений в конкретных породах, либо умышленное продолжение работ в незакрепленных породах для выполнения плана – проявления горного давления – отсутствие контроля параметров поля напряжений/отсутствие прогноза - формирование ослабленных зон – стрельания, вывалы и обрушения горных пород – травмирование, гибель персонала – утрата оборудования	Для работников: гибель людей, либо травмирование персонала. Изоляция персонала при нахождении в тупиковой выработке, а при отсутствии своевременного обнаружения и ликвидации последствий обрушения – возможная гибель персонала. Для оборудования: частичная или полная утрата оборудования. Более мелкие последствия аварии связаны с простоями, невыполнением плана, социальной напряженностью и пр.

Продолжение таблицы 6.10

1.2 Несвоевременное принятие нагрузки анкером вследствие длительного времени сцепления анкера с горным массивом	Ошибки персонала при определении параметров анкерного крепления в конкретных породах – выбор некачественных средств закрепления анкеров в шпурах - проявления горного давления – отсутствие контроля параметров поля напряжений/отсутствие прогноза - формирование ослабленных зон – стреляния, вывалы и обрушения горных пород – травмирование, гибель персонала – утрата оборудования	Для работников: гибель людей, либо травмирование персонала. Изоляция персонала при нахождении в тупиковой выработке, а при отсутствии своевременного обнаружения и ликвидации последствий обрушения – возможная гибель персонала. Для оборудования: частичная или полная утрата оборудования. Более мелкие последствия аварии связаны с простоями, невыполнением плана, социальной напряженностью и пр.
1.3 Разрушение крепи вследствие применения анкеров с конструктивным исполнением, не подходящим под изменившиеся горно-геологические условия	Отсутствие оперативного учета изменяющихся свойств горных пород, либо ошибки персонала при проведении исследований/учете свойств горных пород – отсутствие решений по различному конструктивному исполнению анкеров в различных горно-геологических условиях – отсутствие принятия нагрузки крепью - формирование ослабленных зон – стреляния, вывалы и обрушения горных пород – травмирование, гибель персонала – утрата оборудования	То же
1.4 Коррозионное разрушение крепи вследствие контакта с агрессивными средами	Несоблюдение сроков эффективной эксплуатации крепи – поступление агрессивных шахтных вод – коррозия элементов крепи – ослабление несущей способности анкеров/штанг – ослабление одного или группы анкеров - формирование ослабленных зон – стреляния, вывалы и обрушения горных пород – травмирование, гибель персонала – утрата оборудования	То же

## Окончание таблицы 6.3.

<b>2. Разрушение перемычек, поступление закладочных смесей в подземные горные выработки</b>			
2.1	Отсутствие решений по обеспечению целостности конструкций изолирующих перемычек. Послойное формирование	Послойное возведение перемычки – отсутствие контроля целостности – формирование ослабленных зон/полостей в конструкции перемычки – частичное поступление закладочной смеси – травмирование, утрата оборудования – заиливание выработок	Постепенное поступление закладочной смеси из камеры в горные выработки, влекущее травмирование персонала. Для оборудования: частичная утрата оборудования. Более мелкие последствия аварии связаны с простоями, невыполнением плана, и пр.
2.2	Отсутствие решений по обеспечению целостности конструкций изолирующих перемычек. Формирование ослабленных конструкций	Отсутствие формирования квазиизотропного массива – отсутствие контроля параметров устойчивости конструкции перемычки – прорыв закладочной смеси из камеры в горные выработки - травмирование, гибель персонала, утрата оборудования – заиливание выработок	Прорыв закладочной смеси из камеры в горные выработки, влекущее гибель персонала, либо травмирование персонала. Для оборудования: частичная, либо полная утрата оборудования. Более мелкие последствия аварии связаны с длительными простоями на очистку горных выработок от закладочных смесей, простоями, невыполнением плана, и пр.

Выполненная на базе исследований, проведенных в главах 2 и 3 диссертации, идентификация опасностей, несмотря на выделение их по видам применяемых технологий, позволило разработать типовые сценарии аварий, связанных с обрушением горных пород и прорыва закладочных смесей в горные выработки для последующей оценки риска методом «Анализ дерева отказов». При этом анализировались цепочки событий, последствия которых могут привести к некоторому главному событию – аварии в результате их комбинированного воздействия.

В расчетах качественная и количественная оценка тяжести последствий аварии (причинения вреда горнорабочим и материальному имуществу, сооружениям и постройкам и оценку размера вреда, причиняемого окружающей среде) выполнялась с учетом рекомендаций [7,56-58].



При расчетах, вероятности аварий ( $P$ , единиц в год) принимались по данным исследований, выполненных в ходе диссертационной работы (надежность крепей, особенности конструкции перемычек), научным публикациям, общепринятым методикам [15], аналитическим изысканиям, результаты которых приведены в главе 1, журналу «Промышленная безопасность», данным Ростехнадзора, данным, полученным по статистике аварий на медно-колчеданных рудниках (Молодежный, Учалинский, Ново-Учалинский) либо, в случае отсутствия опубликованных данных – методом экспертной оценки путем опроса ведущих ученых и технических руководителей горных предприятий.

**Типовой сценарий С.1.1 – Вывал, обрушение горной массы вследствие несвоевременного принятия нагрузки крепью вследствие превышения предельно допустимого времени между уборкой горной массы, оборкой кровли и креплением**

Вероятность развития аварии в результате несвоевременного закрепления определяется, исходя из следующей совокупности вероятностей:

$$P_{C.1} = P_1 + (P_2 + P_3 + P_4 + P_5 + P_6) \times P_7 \times P_8 + P_9 \text{ (единиц/год)}, \quad (6.1)$$

где:  $P_1 = 10^{-6}$  - вероятность ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий;

$P_2 = 10^{-2}$  - вероятность несвоевременной отгрузки горной массы из проходческого забоя, ввиду остановки участка, следующего по технологической цепочке;

$P_3 = 10^{-3}$  - вероятность несвоевременной отгрузки горной массы ввиду аварии на руднике;

$P_4 = 10^{-4}$  - вероятность несвоевременной отгрузки горной массы вследствие ошибок персонала;

$P_5 = 10^{-6}$  - вероятность остановки горного предприятия ввиду форс-мажорных обстоятельств (карантин, ЧС и т.п.);

$P_6 = 10^{-4}$  - вероятность отсутствия оброчки кровли до выяснения масштабов заколов и риска вывалообразования;

$P_7 = 10^{-3}$  - вероятность существенного изменения горно-геологических условий;

$P_8 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствия надзора/контроля;

$P_9 = 10^{-3}$  - вероятность ошибки проектирования (отсутствие требований по определению инкубационного периода).

Очевидно, что в зависимости от конкретных горно-геологических условий разработки, дерево событий, приводящих к аварии, будет различным, что должно учитываться при расчете вероятностей по всем сценариям. В таблице 4.3.2 расчеты приведены при учете вероятности возникновения всех видов опасностей. В расчетах для конкретных горно-геологических условий они могут быть исключены.

**– Типовой сценарий С.1.2 – Вывал, обрушение горной массы в результате несвоевременного принятия нагрузки анкером вследствие длительного времени сцепления анкера с горным массивом**

Вероятность развития аварии, вследствие несвоевременного принятия нагрузки определяется, исходя из следующей совокупности вероятностей:

$$P_{C.2} = P_1 \times P_2 (P_3 + P_4) \times P_5 \times P_6 \text{ (единиц/год)}, \quad (6.2)$$

где:  $P_1 = 10^{-3}$  - вероятность развития трещин при длительном стоянии обнажений;

$P_2 = 1$  - вероятность проявления горного давления;

$P_3 = 10^{-2}$  - вероятность ошибки персонала при определении параметров анкерного крепления в конкретных породах;

$P_4 = 10^{-3}$  - вероятность выбора некачественных средств закрепления анкеров в шпурах;

$P_5 = 10^{-6}$  – вероятность отсутствия контроля параметров поля напряжений/отсутствие прогноза;

$P_6 = 10^{-6}$  - вероятность ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий.

К вывалам и обрушениям может привести выбор низкоадаптационных крепей, например, ЖБШ, которые не сразу воспринимают нагрузку от налегающей толщи пород, так как требуется от 15 до 24 часов для набора прочности закрепными растворами (см. гл. 3). Далее, вследствие нарастания трещиноватости, либо динамических форм проявления горного давления, даже после возведения крепи может возникнуть инцидент, либо авария. Отсутствие действенных мер по мониторингу процессов может привести к утрате оборудования, травмированию и гибели персонала, а также длительным простоям.

**– Типовой сценарий С.1.3 – Вывал, обрушение горной массы, вследствие применения анкеров с конструктивным исполнением, не подходящим под изменившиеся горно-геологические условия**

Выше по тексту настоящего раздела было показано, что для обеспечения требуемой интенсивности горных работ и выбора параметров крепления, отвечающих новому технологическому укладу, необходим выбор конструкций анкерных крепей, отвечающих изменяющимся горно-геологическим условиям.

Вероятность вывалов, обрушений горной массы при применении анкерного крепления, не отвечающих требованиям для применения в различных горно-геологических условиях, может быть определена как следующая совокупность исходных событий:

$$P_{С.3} = P_1 \times (P_2 + P_3 + P_4) + P_5 + P_6) \times P_7 \times P_8 \text{ (единиц/год)}, \quad (6.3)$$

где:  $P_1 = 10^{-6}$  - вероятность ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий;

$P_2 = 10^{-2}$  - вероятность отсутствия оперативного учета изменяющихся свойств горных пород;

$P_3 = 10^{-3}$  - вероятность ошибки персонала при проведении исследований/учете свойств горных пород;

$P_4 = 10^{-4}$  - вероятность отсутствия решений по конструктивному исполнению анкеров в изменившихся горно-геологических условиях;

$P_5 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствие принятия нагрузки крепью;

$P_6 = 10^{-3}$  - вероятность формирование ослабленных зон.

**Типовой сценарий С.1.4 – Вывалы, обрушения горных пород в результате коррозионного разрушения крепи, вследствие контакта с агрессивными средами**

Сильнокислые рудничные воды и атмосфера подземного рудника интенсифицируют процессы коррозии анкеров. В ряде случаев, их контакт с кислыми средами может привести к ослаблению конструкции отдельного анкера, или их группы с формированием опасных зон, вывалов, обрушений. Вероятность аварии ввиду коррозии анкеров и нарушения несущей способности крепи в целом определяется, исходя из следующей совокупности вероятностей:

$$P_{С.3} = P_1 \times (P_2 + P_3 + P_4 + P_5 + P_6) \times P_7 \times P_8 \text{ (единиц/год)}, \quad (6.4)$$

где:  $P_1 = 10^{-3}$  - вероятность попадания рудничных вод, имеющих сильноокислую реакцию в массив горной массы, вмещающий элементы крепи;  $P_2 = 10^{-2}$  - вероятность несоблюдения сроков эффективной эксплуатации крепи;  $P_3 = 10^{-3}$  - вероятность коррозии крепи;  $P_4 = 10^{-4}$  - вероятность ослабления несущей способности анкеров и крепи;  $P_5 = 10^{-6}$  - вероятность несвоевременного обнаружения факта нарушения работы

крепи;  $P_6 = 10^{-3}$  - вероятность ошибок локального отведения рудничных вод;  $P_8 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствия ликвидации аварийного поступления кислых вод.

**Типовой сценарий С.2.1 – Частичная утечка закладочной смеси через перемычку из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника**

Вероятность инцидента/аварии вследствие утечки закладочной смеси через перемычку в горные выработки подземного рудника определяется, исходя из следующей совокупности вероятностей:

$$P_{C.3} = P_1 \times P_2 \times P_3 \times (P_4 + P_5) \text{ (единиц/год)}, \quad (6.5)$$

где:  $P_1 = 10^{-3}$  - вероятность неравномерного послойного возведения перемычки;  $P_2 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствия контроля целостности конструкции перемычки и надежности контакта между перемычкой и периметром выработки;  $P_3 = 1$  - вероятность формирования ослабленных зон/полостей в конструкции перемычки по мере заполнения камеры закладочным материалом и нагружения перемычки;  $P_4 = 10^{-2}$  - вероятность ошибок проектирования в части отсутствия требований к целостности конструкции перемычки;  $P_5 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствия своевременной ликвидации поступления закладочной смеси через перемычку;  $P_6 = 10^{-3}$  - вероятность применения некачественных исходных материалов для возведения перемычки.

**Типовой сценарий С.2.2 – Прорыв закладочной смеси из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника ввиду разрушения перемычки**

Вероятность инцидента/аварии вследствие прорыва закладочной смеси через разрушенную перемычку в горные выработки подземного рудника определяется, исходя из следующей совокупности вероятностей:

$$P_{С.3} = P_1 \times P_2 \times P_3 \times (P_4 + P_5) \text{ (единиц/год)}, \quad (6.6)$$

где:  $P_1 = 10^{-3}$  - вероятность неравномерного послойного возведения перемычки;  $P_2 = 10^{-3}$  - вероятность отсутствия контроля целостности конструкции перемычки и надежности контакта между перемычкой и периметром выработки;  $P_3 = 10^{-4}$  - вероятность несоблюдения сроков набора прочности элементами конструкции перемычки до начала заполнения камеры закладочным материалом и нагружения перемычки;  $P_4 = 10^{-2}$  - вероятность ошибок проектирования в части отсутствия требований к целостности конструкции перемычки и срокам набора прочности;  $P_5 = 10^{-3}$  - вероятность применения некачественных исходных материалов для возведения перемычки.

На основе полученных оценок вероятности и тяжести последствий, согласно матрице оценки риска аварии [15] для каждого сценария аварии количественно определен уровень риска (табл.6.11).

Таблица 6.11. Возможные причины инцидентов, оценка вероятности их возникновения и уровень риска

№	Инцидент	Исходные события, этапы реализации аварии	Вероятности реализации исходных событий, 1/год	Вероятность инцидента, 1/год	Качественный показатель уровня вероятности	Качественный показатель тяжести последствий	Уровень риска
1	2	3	4	5	6	7	8
С.1.1	<b>Вывал, обрушение горной массы вследствие несвоевременного принятия нагрузки крепью вследствие превышения предельно допустимого времени между уборкой горной массы, оборкой кровли и креплением</b>	Ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-6</sup>	2,04 x 10 <sup>-9</sup>	С (вероятный)	4 (Существенные)	R <sub>в</sub>
		Несвоевременная отгрузка горной массы из проходческого забоя, ввиду остановки участка, следующего по технологической цепочке (P <sub>2</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
		Несвоевременная отгрузка горной массы ввиду аварии на руднике (P <sub>3</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Несвоевременная отгрузка горной массы вследствие ошибок персонала (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
		Остановка горного предприятия ввиду форс-мажорных обстоятельств (карантин, ЧС и т.п.) (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-6</sup>				
		Отсутствие оборки кровли до выяснения причин и масштабов заколов и риска вывалообразования (P <sub>6</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
		Существенное изменение горно-геологических условий (P <sub>7</sub> )	0,1				
		Отсутствие отсутствия надзора/контроля (P <sub>8</sub> )	10 <sup>-3</sup>				

## Продолжение таблицы 6.11

С.1.2	Вывал, обрушение горной массы в результате несвоевременного принятия о принятии нагрузки анкером вследствие длительного времени сцепления анкера с горным массивом	Развитие трещин при длительном стоянии обнажений (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-3</sup>	2,2 x 10 <sup>-9</sup>	В (ВОЗМОЖНЫЙ)	4 (Существенные)	R <sub>B</sub>
		Проявление горного давления (P <sub>2</sub> )	1				
		Ошибки персонала при определении параметров анкерного крепления в конкретных породах (P <sub>3</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
		Выбор некачественных средств закрепления анкеров в шпурах (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Отсутствие контроля параметров поля напряжений/отсутствие прогноза (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-6</sup>				
		Ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий (P <sub>6</sub> )	10 <sup>-6</sup>				
С.1.3	Вывал, обрушение горной массы, вследствие применения анкеров с конструктивным исполнением, не подходящим под изменившиеся горно-геологические условия	Ошибки проектных расчетов в определении типа крепи, либо вероятность отсутствия крепи, пригодной для данных горно-геологических условий (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-6</sup>	1,2x10 <sup>-9</sup>	В (ВОЗМОЖНЫЙ)	4 (Существенные)	R <sub>B</sub>
		Отсутствие оперативного учета изменяющихся свойств горных пород (P <sub>2</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
		Ошибки персонала при проведении исследований/учете свойств горных пород (P <sub>3</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Отсутствие решений по конструктивному исполнению анкеров в изменившихся горно-геологических условиях (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
		Отсутствие принятия нагрузки крепью (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
		Формирование ослабленных зон (P <sub>6</sub> )	10 <sup>-4</sup>				



## Продолжение таблицы 6.11

<b>Вывалы, обрушения горных пород в результате коррозионного разрушения крепи, вследствие воздействия контактных агрессивными средами</b>  С.1.4	Попадание рудничных вод, имеющих сильнокислую реакцию в массив горной массы, вмещающий элементы крепи (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-3</sup>	$1,02 \times 10^{-9}$	С (вероятный)	3 (умеренные)	Рцр
	Несоблюдения сроков эффективной эксплуатации крепи (P <sub>2</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
	Коррозия анкеров и крепи (P <sub>3</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
	Ослабление несущей способности анкеров и крепи (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
	Несвоевременное обнаружение факта нарушения работы крепи (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-6</sup>				
	Диверсии, террористический акт (P <sub>6</sub> )	10 <sup>-4</sup>				
	Ошибки локального отведения рудничных вод (P <sub>7</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
	Отсутствие ликвидации аварийного поступления кислых вод (P <sub>8</sub> )	10 <sup>-3</sup>				

Продолжение таблицы 6.11

С.2.1	<p>Частичная утечка закладочной смеси через перемычку из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника</p>	Вероятность неравномерного возведения перемычки (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-3</sup>	3,1 x 10 <sup>-5</sup>	С (Вероятный. Может произойти)	3 (умеренные)	Rв
		Отсутствие контроля целостности конструкции перемычки и надежности контакта между перемычкой и периметром выработки (P <sub>2</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Формирование ослабленных зон/полостей в конструкции перемычки по мере заполнения камеры закладочным материалом и нагружения перемычки (P <sub>3</sub> )	1				
		Ошибки проектирования в части отсутствия требований к целостности конструкции перемычки (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
		Отсутствие своевременной ликвидации поступления закладочной смеси через перемычку (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Применение некачественных исходных материалов для возведения перемычки (P <sub>6</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
С.2.2	<p>Прорыв закладочной смеси из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника ввиду разрушения перемычки</p>	Вероятность неравномерного возведения перемычки (P <sub>1</sub> )	10 <sup>-3</sup>	2,2 x 10 <sup>-5</sup>	С (Вероятный. Может произойти)	3 (Существенные)	Rв
		Отсутствие контроля целостности конструкции перемычки и надежности контакта между перемычкой и периметром выработки (P <sub>2</sub> )	10 <sup>-3</sup>				
		Несоблюдение сроков набора прочности элементами конструкции перемычки до начала заполнения камеры закладочным материалом и нагружения перемычки (P <sub>3</sub> )	1				
		Ошибки проектирования в части отсутствия требований к целостности конструкции перемычки (P <sub>4</sub> )	10 <sup>-2</sup>				
		Применение некачественных исходных материалов для возведения перемычки (P <sub>5</sub> )	10 <sup>-3</sup>				

Анализ данных таблицы 6.2 свидетельствует, что в условиях горных предприятий большинство аварий, связанных с разрушением крепи горных выработок характеризуются приемлемым уровнем риска и небольшой вероятностью возникновения аварий, связанных с разрушением крепи. Вместе с тем, согласно матрицам оценки риска, которые строятся на базе качественной оценки последствий событий, последствия событий, связанных с разрушением крепи горных выработок, являются существенными. При этом, они характеризуются невозстановливаемой полной трудоспособностью и единичными несчастными случаями. Это подтверждается практикой эксплуатации горных предприятий. Для условий ведения подземных горных работ такие аварии/инциденты характеризуются уровнем риска «Возможный», что было подтверждено в ходе расчета уровня риска. При возможности несчастного случая, в случае аварии наносится умеренный экологический ущерб, а материальные потери превышают 30 млн. рублей в ценах 2009 года (по ГОСТ Р ИСО 31000:2010 (ISO 31000:2009)). Вместе с тем, ранг «Возможный» указывает, что для снижения уровня риска аварии, связанной с нарушением крепи горных выработок необходима разработка компенсирующих мероприятий.

Определено, что сценарии, связанные с возведением перемычек для ведения закладочных работ характеризуются более высоким уровнем риска. Согласно матрице риска им присвоены ранги В4, С3 и С4, т.е. практически возможный риск. Ранг С3 влечет ущерб от аварии от 15 до 30 млн.р, а ранг С4 от 30 до 150 млн.р. При этом имеется практически возможный риск нанесения тяжких увечий и единичные несчастные случаи. Полученный уровень риска «Практически возможный» свидетельствует о необходимости разработки мероприятий, компенсирующих повышенный риск аварий, так как они характеризуются существенными последствиями. Это означает, что в случае возникновения и развития при отсутствии решений, авария влечет

несчастные случаи (травмирование, гибель персонала), существенный экологический ущерб и материальный ущерб, исчисляемый сотнями миллионов рублей. Учитывая исследования, выполненные в гл.3 и гл.4, в методологию оценки риска внедрены научно обоснованные решения, которые позволяют снизить риск аварии на опасном производственном объекте.

Для снижения риска обрушений горных пород предложены следующие компенсирующие мероприятия, снижающих риск аварий с нанесением тяжкого вреда здоровью и гибелью персонала:

- обеспечить проектирование технологий крепления горных выработок с применением самозакрепляющих анкеров обоснованной и запатентованной конструкции;

- обеспечить применение на предприятии типового ряда конструкций анкеров в их конструктивном исполнении, отвечающем изменяющимся горно-геологическим условиям;

- внедрение интенсивной технологии проходки подземных горных выработок при исключении простоев в ведении работ по отгрузке горной массы, зачистке почвы и оборки кровли за счет применения СЗА, мгновенно принимающих нагрузку от прилегающего массива горных пород;

- обеспечить применение анкеров, изготовленных в соответствии с научно обоснованными рекомендациями по нанесению полимерных покрытий, исключающих коррозию и обеспечивающих долговечность анкеров и создаваемых оболочек в целом.

Для снижения риска аварий, связанных с утечками/прорывом закладочных смесей в горные выработки предложены следующие компенсирующие мероприятия:

- применение интенсивной технологии очистной выемки при восходящем порядке выемки в пределах этажа;

- применение высокопроизводительной технологии возведения перемычек с применением интенсификаторов твердения;

- исключение послойного формирования перемычек за счет создания условий для возведения квазиоднородных массивов.

С учетом разработанных научно обоснованных компенсирующих мероприятий повторно определен уровень риска аварии в подземном руднике (табл. 4.3.3). Установлено, что внедрение компенсирующих мероприятий позволяет снизить риск аварий обеих групп сценариев аварии С1.1-С.1.4 и С.2.1-С.2.2 до приемлемого уровня.

Так, если в случае применения крепи на основе штанг ЖБШ последствия аварии существенные (уровни риска «D3»), возможны единичные несчастные случаи и ущерб свыше 30 и 150 млн.р (в ценах 2009 г в соответствии с ГОСТ), то при применении СЗА возможны только существенные травмы или ущерб здоровью. При этом несчастных случаев, влекущих гибель персонала не прогнозируется, а материальный ущерб удастся снизить от 10 до 100 раз. Он в случае внедрения предложенных технологических рекомендаций он составляет от 1,5 до 15 млн.р.

Внедрение технологических рекомендаций по интенсификации закладочных работ обеспечивает существенное снижение уровня риска аварии – с «С3 и С3», т.е. уровень риска «Возможный» до D2 - «Приемлемый». Ущерб от гипотетически возможной аварии при этом также снижается в 2 – 100 раз в денежном выражении, а риск травмирования характеризуется как «небольшие травмы или ущерб здоровью». Несчастных случаев со смертельным исходом, а тем более, групповых несчастных случаев при этом не прогнозируется.

Сопоставимые результаты оценки риска аварий на Озерном руднике до и после внедрения разработанных рекомендаций сведены в таблице 6.13

Таблица 6.12. Компенсирующие мероприятия и оценка уровня приемлемости риска

Шифр аварии	Тип инцидента (аварии)	Описание инцидента (аварии)	Предлагаемые меры по снижению риска	Вероятность	Последствие	Риск
1	2	3	4	5	6	7
C.1.1- C.1.4	Вывалы, обрушения горных пород	Потеря несущей способности крепи СЗА вследствие ошибок проектирования, несоблюдения сроков установки, коррозии анкеров	<ul style="list-style-type: none"> <li>- обеспечить проектирование технологий крепления горных выработок с применением самозакрепляющихся анкеров обособленной и запатентованной конструкции;</li> <li>- обеспечить применение на предприятии типового ряда конструкций анкеров в их конструктивном исполнении, отвечающем изменяющимся горно-геологическим условиям;</li> <li>- внедрение интенсивной технологии проходки подземных горных выработок при исключении простоев в ведении работ по отгрузке горной массы, зачистке почвы и оборки кровли за счет применения СЗА, мгновенно принимающих нагрузку от прилегающего массива горных пород;</li> <li>- обеспечить применение анкеров, изготовленных в соответствии с научно обоснованными рекомендациями по нанесению полимерных покрытий, исключающих коррозию и обеспечивающих долговечность анкеров и создаваемых оболочек в целом.</li> </ul>	D - Маловероятный	3 - Умеренные	$R_{пр}$
C.2.1- C.2.2	Утечка, прорыв складочной смеси из камер в горные выработки и	Утечка или прорыв складочной смеси вследствие интенсивного возведения квазигорной перемычки с интенсификацией твердения	<ul style="list-style-type: none"> <li>- применение интенсивной технологии очистной выемки при восходящем порядке выемки в пределах этажа;</li> <li>- применение высокопроизводительной технологии возведения перемычек с применением интенсификаторов твердения;</li> <li>- исключение послойного формирования перемычек за счет создания условий для возведения квазигорных массивов.</li> </ul>	D - Маловероятный	2 - Мало значительные	$R_{пр}$

Таблица 6.13. Результаты оценки риска аварии в руднике до и после внедрения разработанных рекомендаций

№п/п	Типовой сценарий аварии	Уровень риска аварии до и после внедрения рекомендаций*	
		До	После
<b>Технология крепления горных выработок</b>			
1	Вывал, обрушение горной массы вследствие несвоевременного принятия нагрузки крепью при превышении предельно допустимого времени между уборкой горной массы, оборкой кровли и креплением	С/4, Р от $10^{-5}$ до $10^{-4}$ ед./год Э от 30 до 150 млн р	D/3, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р
2	Вывал, обрушение горной массы в результате несвоевременного принятия нагрузки анкером вследствие особенностей сцепления анкера с горным массивом	В/4, Р от $10^{-4}$ до $10^{-3}$ ед./год Э от 30 до 150 млн р	D/3, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р
3	Вывал, обрушение горной массы, вследствие применения анкеров с конструктивным исполнением, не соответствующим изменившимся горно-геологическим условиям	В/4, Р от $10^{-4}$ до $10^{-3}$ ед./год Э от 30 до 150 млн р	D/3, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р
4	Вывалы, обрушения горных пород в результате коррозионного разрушения крепи, вследствие контакта с агрессивными средами	С/3, Р от $10^{-5}$ до $10^{-4}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р	D/3, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р
<b>Технология закладки выработанного пространства</b>			
5	Частичная утечка закладочной смеси через перемычку из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника	С/3, Р от $10^{-5}$ до $10^{-4}$ ед./год Э от 15 до 30 млн р	D/2, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 1,5 до 15 млн р
6	Прорыв закладочной смеси из закладываемой камеры в горные выработки подземного рудника ввиду разрушения перемычки	С/3, Р от $10^{-5}$ до $10^{-4}$ ед./год Э от 30 до 150 млн р	D/2, Р от $10^{-6}$ до $10^{-5}$ ед./год Э от 1,5 до 15 млн р

\* - в числителе – качественный показатель уровня вероятности А (высокий), В (возможный), С (вероятный), D (маловероятный), Е (крайне маловероятный); в знаменателе – показатель тяжести последствий от 1 (незначительные), 2 – малозначительные, 3 – умеренные, 4 – существенные, 5 (катастрофические); Р – численная оценка вероятности аварии, случаев в год; Э – экономический ущерб от аварии, млн.р.

### Выводы по главе

1. Доказано, что концептуальный подход к повышению интенсивности отработки запасов рудного месторождения системами разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства при переходе к новому технологическому укладу, базирующийся на гармоничном совершенствовании основных и вспомогательных геотехнологических процессов, сдерживающих рост интенсивности горных работ способен обеспечить рост производственной мощности рудника не менее, чем в 2 раза.

2. Переход с нисходящего на восходящее направление выемки запасов месторождения в усовершенствованном варианте камерной системы разработки с твердеющей закладкой позволяет сократить продолжительность отработки блока не менее, чем в 2 раза; при этом снижение требований к нормативной прочности закладочной смеси обеспечивает экономию затрат на формирование закладочного массива на 25 – 50%. Сравнение производительности закладочных работ по традиционному варианту и предлагаемым с восходящим и нисходящим порядком отработки свидетельствует о возможностях роста производительности, соответственно, в 2 и 4,7 раза.

3. Произведена оценка экономической эффективности внедрения разработанных вариантов систем разработки камерами с твердеющей закладкой при восходящем и нисходящем порядке отработки запасов месторождения с изменяющейся шириной камер 10, 16 и 25 м с обоснованием возможности совмещения работ в смежных камерах одного горизонта и в смежных подэтажах, показана предпочтительность выемки запасов в восходящем порядке камерами, шириной 25 м, с совмещением работ в смежных подэтажах. При этом производительности отработки запасов камер увеличивается в 2,43 раза и экономический эффект 1395 млн. руб. в год.

4. Выполнен анализ опасностей и оценен уровень риска возникновения и развития аварий на объектах ведения подземных горных



работ на медно-колчеданных месторождениях Урала. Проведена идентификация опасностей по объектам исследований, сгруппированных по типу гипотетически возможных аварий – связанных с видом применяемых крепей и условиями ведения закладочных работ. Показано, что внедрение комплекса инновационных технологических решений позволяет снизить уровень риска практически на порядок.

5. Установлено, что при применении крепи на основе штанг ЖБШ последствия аварии существенные, так как возможны единичные несчастные случаи, в которых возможна гибель персонала и экономический ущерб от 30 до 150 млн.р (в ценах 2009 г). При этом уровень риска, согласно матрице оценки риска, характеризуется, как приемлемый - «Е4» и «Е5». Однако, риск гибели персонала и материального ущерба требует разработки компенсирующих мероприятий.

6. Показано, что при применении научно обоснованной конструкции СЗА с возможностью интенсивного нанесения набрызг-бетонного покрытия уровень риска аварии «Приемлемый» (D3). При этом практически исключается риск гибели персонала, возможны существенные травмы или ущерб здоровью. Материальный ущерб от аварии при внедрении разработанных технологических мероприятий удастся снизить от 20 до 100 раз. В случае внедрения предложенных технологических рекомендаций он составляет от 1,5 до 15 млн.р в ценах 2009 г.

7. Установлено, что внедрение технологических рекомендаций по интенсификации закладочных работ обеспечивает существенное снижение уровня риска аварии – с «С3 и С4», т.е. уровень риска «Возможный» до D2 - «Приемлемый». Ущерб от гипотетически возможной аварии при этом также снижается в 2 – 100 раз в денежном выражении, а риск травмирования характеризуется как «небольшие травмы или ущерб здоровью». Несчастных случаев со смертельным исходом, а тем более, групповых несчастных случаев при этом не прогнозируется.

8. Переход в усовершенствованном варианте камерной системы разработки с твердеющей закладкой с нисходящего на восходящий порядок выемки запасов месторождения позволяет сократить продолжительность отработки блока не менее, чем в 2 раза; при этом снижение требований к нормативной прочности закладочной смеси обеспечивает экономию затрат на формирование закладочного массива на 25 – 50%.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации обоснована совокупность научно-технических решений по определению условий и параметров перехода подземного рудника к новому технологическому укладу в сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях с обеспечением интенсификации горных работ для повышения эффективности и снижения рисков функционирования горнотехнических систем, что имеет важное социально-экономическое значение для развития горнодобывающей промышленности России.

На основе выполненных исследований установлено:

1. Интенсификация горных работ и снижение рисков эксплуатации рудного месторождения в сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях системами разработки с твердеющей закладкой возможна только на основе перехода подземного рудника к новому технологическому укладу, предусматривающему гармоничное и синхронное развитие основных и вспомогательных геотехнологических процессов.

2. Выявление сдерживающих интенсификацию горных работ факторов и устранение их влияния путем совершенствования и синхронизации продолжительности основных и вспомогательных геотехнологических процессов и определения рационального направления и порядка отработки месторождения позволяют интенсифицировать ведение горных работ и снизить риски проявления опасных событий.

3. Анализ инновационных технических решений в области совершенствования конструкций анкерных крепей показал, что только использование комплексного подхода к обоснованию конструкций и технологии возведения крепей обеспечивает существенное сокращение времени, затрачиваемого на подготовительно-нарезные работы, и, соответственно, продолжительности освоения выемочных мощностей. На основе выполненных расчетов определены условия наиболее интенсивного выполнения работ по проходке и креплению горных выработок на больших глубинах: применение

усиленной комбинированной крепи на основе СЗА, металлической сетки и торкрет-бетона с перемещением его от стационарного комплекса до торкрет-бетонной установки автосамосвалами на расстояние не более 2000 м.

4. Установлено, что применение усовершенствованных конструкций фрикционного анкера совместно с армокаркасом, позволяет отказаться от опыта укрепления поверхностей с использованием металлической сетки. Эффективным подходом является также укрепление вмещающего массива тампонажем. Разработана методика расчета несущей способности и параметров самозакрепляющейся анкерной крепи различной модификации в сочетании с усиливающими элементами в специфических горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях, отличающаяся учетом способа и характера закрепления анкера в замке и силового воздействия дополнительных несущих элементов.

5. Повышение интенсивности и снижение рисков ведения горных работ системами разработки с твердеющей закладкой обеспечивается выбором приоритетной схемы их развития на выемочном участке и в выемочных единицах с максимальным совмещением технологических процессов в смежных камерах и достижением сбалансированности продолжительности процессов извлечения и воспроизводства запасов, при синхронизации интенсивности смежных процессов и сокращении межпроцессных пауз.

6. Формирование изолирующих перемычек безопалубочным методом с отказом от цикличности процесса позволяет формировать несущий слой закладочного массива на всю высоту, исключая его слоистость и обеспечивая увеличение скорости подготовки камеры к закладке более, чем в 2 раза.

7. Сопоставление усовершенствованных вариантов камерной системы разработки с нисходящим и восходящим порядком освоения запасов месторождений, отличающихся тем, что в них отсутствуют боковые заезды в камеры, по сравнению с базовым вариантом показало существенное сокращение удельного объема подготовительно-нарезных работ в 2,37 раза в

варианте нисходящей отработкой месторождения и в 3,55 раза – при восходящей выемке запасов.

8. Переход в усовершенствованном варианте камерной системы разработки с твердеющей закладкой с нисходящего на восходящий порядок выемки запасов месторождения позволяет сократить продолжительность отработки блока не менее, чем в 2 раза; при этом снижение требований к нормативной прочности закладочной смеси обеспечивает экономию затрат на формирование закладочного массива на 25 – 50%.

9. Предложенный концептуальный подход к повышению интенсивности отработки запасов рудного месторождения системами разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства при переходе к новому технологическому укладу, базирующийся на гармоничном совершенствовании основных и вспомогательных геотехнологических процессов, сдерживающих рост интенсивности горных работ, способен обеспечить рост производственной мощности рудника не менее, чем в 2 раза.

10. Анализ опасностей и оценка уровня риска возникновения и развития аварий на объектах ведения подземных горных работ на медно-колчеданных месторождениях Урала, идентификация опасностей по объектам исследований, сгруппированных по типу гипотетически возможных аварий, связанных с видом применяемых крепей и условиями ведения закладочных работ, показали, что внедрение комплекса предлагаемых инновационных технологических решений позволяет снизить уровень риска практически на порядок.

### Список литературы

1. Ageeva, M. S., Sopin, D. M., Lesovik, G. A., Metrohin, A. A., Kalashnikov, N. V., Bogusevich, V. A. The modified composite slag-cement binder // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2014. T. 9. № 8. С. 1381–1385.
2. Alfimova, N.I., Shadskiy, E.E., Lesovik, R.V., Ageeva, M.S. Organic-mineral modifier on the basis of volcanogenic-sedimentary rocks // International Journal of Applied Engineering Research (IJAER). 2015. T. 10. № 24. С. 45131–45136.
3. Balg, C., Roduner, A. Geobrugg, AG: Ground support applications // Int. Ground Support Conf. AGH University. — Lungern, Switzerland, 11-13 September, 2013.
4. Charette, F, Bennett, A 2017 The importance of the face plate as part of an engineered holistic ground support scheme in dynamic conditions In J Wesseloo (ed.), Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining, Australian Centre for Geomechanics. Perth pp. 709-722.
5. Friction rock stabilizer and method of installing same in an earth structure №4334804 US, МПК Е 21D 20/00 /Н. Lindeboom заяв. и патентообладатель Ingersoll-Rand Company. — US 06/138,168 заявл. 07.04.1980; опубл. 15.06.1982.
6. Houlsby, A.C. Construction and Design of Cement Grouting: A Guide to Grouting in Rock Foundations (Wiley Series of Practical Construction Guides Paperback) // Wiley-Interscience. Desember 3. 2008. 466 p.
7. ISO/TAG 12 report to ISO TMB on ISO 9000/ISO 14000 compatibility.
8. Kalmykov, V.N., Zubkov, A.A., Volkov, P.V., Korneev, S.A. Analysis and Generalization of Experience in the Application of Technologies for Supporting Mine Workings in Difficult Mining and Geological Conditions // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 988 (2022) 022024 IOP Publishing. doi:10.1088/1755-1315/988/2/022024.
9. Kalmykov, V.N., Zubkov, A.A., Volkov, P.V., Kulsaitov, R.V. Justification of the technology of construction of mine shafts for the conditions of

the maly kuibas deposit // В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. Сер. International Science and Technology Conference «Earth Science», ISTC EarthScience 2022 — Chapter 1. 2022.

10. Kosukhin, N.I., Sidorov, D.V., Beloglazov, I.I. & Timofeev, V.Y. Assessment of Stress-Strain and Shock Bump Hazard of Rock Mass in the Zones of High-Amplitude Tectonic Dislocations // В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. — 2019. – Vol. 224.– P. 1–5.

11. Kovalsky, E.R., Leisle, A.V., Karpov, G.N. Evaluation of displacements of the mine workings contour in abutment pressure zones //International Journal of Advanced Science and Technology. — 2020. — (Vol 29). P. 1951–1959.

12. URL: <https://assets.master-builders-solutions.com/ru-ru/masterroc-sa-160-tds.pdf>.

13.URL: <https://www.normet.com/ru/product/spraymec-mf-050-vc>.

14. Report on estimated mineral reserves and resources, Pyhasalmi mine, Finland. Prepared for: Inmet Mining Corporation, Toronto, Canada. 2002.

15. Risk Management in Regulatory Frameworks: Towards a Better Management of Risks/ Geneve: United Nations Economic Commission for Europe, 2012. p. 122, ГОСТ Р 56275-2014 Менеджмент рисков. Руководство по надлежащей практике менеджмента рисков проектов.

16. Zubkov, A. A., Latkin, V. V., Neugomonov, S. S, Volkov, P. V Advanced Methods of Mine Working Mounting at Underground Mines Mining Information&Analytical Bulletin. Certain Articles (Special issue).

17. Zubkov, A.A., Volkov, P.V., Kulsaitov, R.V., Magitov, A.M. Technology for fixing mine workings by spraying concrete in the conditions of the Ural mines // В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Science and Technology Conference «EarthScience». 2020. С. 052059.

18. Zuev, B.Yu. Application prospects for models of equivalent materials in

studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals / Zuev, B.Yu., Zubov, V.P., Fedorov, A.S. // Eurasian mining, № 1 — 2019. P. 8–12.

19. Абдрахманов, И.А. Обоснование технологии комплексного освоения медно-колчеданных месторождений Учалинского и Узельгинского рудных полей // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — МГТУ, Магнитогорск, 2006. 20 с.

20. Аверьянов, К.А., Зубков, А.А., Волков, П.В., Кутлубаев, И.М. Совершенствование фрикционной анкерной крепи с целью снижения рисков при ее эксплуатации в сложных горно-геологических условиях // В книге: Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы при освоении и сохранении недр. 2021. С. 142–143.

21. Агошков, М.И. Определение производительности рудника // М., Metallurgizdat, 1948. 272 с.

22. Агошков, М.И., Борисов, С.С., Боярский, В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. // М.: Недра, 1983. 424 с.

23. Айнбиндер, И.И. Модернизация подземной добычи руд на больших глубинах // Горный журнал. 2016. № 12. С. 51–55.

24. Айнбиндер, И.И., Пацкевич, П.Г., Красюкова, Е.В. Обоснование геотехнологии безопасной отработки коренных месторождений кимберлитов в условиях переходных зон и больших глубин на основе выделения опасных зон, дифференцированных по гидрогеомеханическим факторам // Научные основы безопасности горных работ. Материалы Всероссийской научно-практической конференции – М: ИПКОН РАН, 2018. С. 55–60.

25. Андрейко, С.С. Современные проблемы науки и производства в области горного дела: учеб. пособие // Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2010. 338 с.

26. Анисимов, К.А. Организация работ при разработке алмазосодержащих месторождений Крайнего Севера подземным способом // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2021. №



1. С. 64–72.

27. Бадтиев, Б.П. Развитие научных основ крепления горных выработок при разработке рудных залежей блочного строения на больших глубинах // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Новосибирск, ИГД СО РАН, 2009. 39 с.

28. Балек, А.Е. Обоснование геомеханических условий подземной разработки алмазного месторождения «Трубка Удачная» / Балек А.Е., Ефремов Е.Ю. // Инновационные геотехнологии при разработке рудных месторождений. — 2016. — С. 173–174.

29. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справ. пособие / А.О. Баранов // М.: Недра, 1993. — 283 с.

30. Батугина, Н.С. Хозяйственный механизм эффективного освоения минерально-сырьевых ресурсов // Автореф. докт. дисс. — Москва, (ВИЭМС), 2012 г. 55 с.

31. Белоусов, Е.А. Разработка способов проведения и крепления капитальных выработок в удароопасных зонах месторождений Горной Шории // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — Новосибирск, ИГД СО РАН, 2006. 20 с.

32. Беркович, В.М., Осинцев, В.А., Пропп, В.Д., Гусманов, Ф.Ф. Проблемы отработки глубоких горизонтов Гайского месторождения // IV Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» // г. Екатеринбург, 14–15 апреля 2015 г. — Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. С. 71–75.

33. Битаров, В.Н. Обоснование технологии закладки выработанного пространства при отработке запасов богатых руд на больших глубинах // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — Северо-Кавказский государственный технологический университет, Владикавказ, 2013. 24 с.

34. Бондаренко, В.И., Чередниченко, Ю.Я., Ковалевская, И.А.,

Симанович, Г.А., Вивчаренко, А.В., Фомичев, В.В. Геомеханика взаимодействия анкерной и рамной крепей горных выработок в единой грузонесущей системе // Днепрпетровск, 2010. 174 с.

35. Вадлуа, Р., Клюкас, Р., Гаралевичус, Р. Оценка прочности и деформативности центрифугированного бетона // Statyba, Civil Engineering-Строительство. 1996 год, № 4 (8), стр. 80.

36. Виноградов, В.С. Интенсификация использования производственного потенциала горнорудной промышленности // Горн. журн. 1983. С. 3–7.

37. ВНТП 13-2-93 Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. Дата актуализации: 01.01.2021. Стр. 77, пункт 4.18.12.

38. Вознесенский, А.С., Вознесенский, Е.А., Корякин, В.В., Красилов, М.Н. Принципы построения и перспективы развития устройств контроля массива горных пород и крепления вокруг выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 1. С. 199–206.

39. Вознесенский, А.С., Корякин, В.В., Красилов, М.Н., Куткин, Я.О. Неразрушающий контроль анкерного крепления кровли подземных выработок // Научные основы безопасности горных работ. Материалы Всероссийской научно-практической конференции // М: ИПКОН РАН, 2018. С. 87–92.

40. Волков, П.В., Зубков, А.А., Волкова, Г.Р. Новые технические решения в области крепления горных выработок // В сборнике: Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр. Материалы XIV Международной конференции. 2015. С. 131–133.

41. Волков, П.В., Неугомонов, С.С., Зубков, А.А. Промышленные испытания инновационных покрытий для защиты анкерной крепи // В книге: Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу. Материалы докладов Международной конференции: сборник тезисов.

2019. С. 143–144.

42. Волков, Ю.В., Завьялов, Б.М., Соколов, И.В. Тенденции мирового развития горнорудной промышленности // Горная промышленность, 2006, № 2.

43. Волков, Ю.В., Соколов, И.В. Подземная разработка медно-колчеданных месторождений. // Екатеринбург: УрО РАН, 2006. 323 с.

44. Волков, Ю.В., Соколов, И.В., Камаев, В.Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений. — Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 124 с.

45. Вяткин, А.П., Горбачев, В.Г., Рубцов, В.А. Твердеющая закладка на рудниках // М.: Недра, 1983. 168 с.

46. Гибадуллин, З.Р., Калмыков, В.Н., Зубков, А.А., Неугомонов, С.С., Волков, П.В., Пушкарев, Е.И. Разработка технологии механизированного крепления горных выработок методом «мокрого» набрызг-бетонирования на подземных рудниках ОАО «Учалинский ГОК» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № S27. С. 64–71.

47. Глаголев, П.М., Савич, И.Н. Технологии отработки подкарьерных запасов трубки «Удачная» // ГИАБ. — 2007. — Семинар № 17. С. 281–285.

48. Глазьев, С.Ю. Информационно-цифровая революция. ЕВРАЗИЙСКАЯ ИНТЕГРАЦИЯ: экономика, право, политика. 2018. С. 70-83.

49. Глазьев, С.Ю. Теория долгосрочного технико-экономического развития. — М.: Вла-Дар, 1993.

50. Голик, В.И., Бурдзиева, О.Г., Дмитрак, Ю.В., Шяймартдянов, Т.Э. Взаимодействие природных и технических систем обеспечения сбалансированности земной поверхности при освоении недр // Геология и геофизика Юга России. 2018. № 4. С. 33–44.

51. Голик, В.И., Дмитрак, Ю.В., Габараев, О.З., Кожиев, Х.Х. Минимизация влияния горного производства на окружающую среду // Экология и промышленность России. 2018. Т. 22. № 6. С. 26–29.

52. ГОСТ 10060 «Бетоны. Методы определения морозостойкости».

53. ГОСТ 12730.5-84 «Бетоны. Методы определения водонепроницаемости. Приложение 4 (рекомендуемое). Ускоренный метод определения водонепроницаемости бетона по его воздухопроницаемости».

54. ГОСТ 31559-2012 «Крепи анкерные. Общие технические условия». — Введ. 01.01.2014. — М.: Стандартинформ, 2013. — III, 18 с.

55. ГОСТ Р ИСО 14001:2007 Системы экологического менеджмента. Требования и руководство по применению.

56. ГОСТ Р ИСО 14004:2007 Системы экологического менеджмента. Общее руководство по принципам, системам и методам обеспечения функционирования.

57. ГОСТ Р ИСО 31000:2010 (ISO 31000:2009) «Менеджмент риска. Принципы и руководство».

58. ГОСТ Р ИСО 9004:2010 Менеджмент для достижения устойчивого успеха организации. Подход на основе менеджмента качества.

59. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2016 и 2017 годах» // Москва. 2018 г.

60. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году» // Москва. 2020 г.

61. Губанов, В.А. Обоснование геомеханических параметров охраны и поддержания подготовительных и очистных выработок при разработке калийных месторождений // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Московский государственный открытый университет, Москва, 2006. 36 с.

62. Губин, В.Н., Высоцкий, Э.А., Кутырло, В.Э. Современная геодинамика Старобинского месторождения калийных солей // Вестник БГУ. Сер. 2. 2006. № 3. С. 97–102.

63. Дворников, Л.Т., Мошкин, Н.В. Затяжное устройство и замок анкера. Материалы регионального конкурса «Инновации и изобретения года».

Администрация Кемеровской области, Кузбасская торгово-промышленная палата, Областной совет ВОИР. Кемерово, 2002. — С. 11.

64. Доманов, В.П., Масаев, Ю.А., Масаев, В.Ю., Балаганская, Е.Н. Исследование условий формирования зоны нарушенности законтурного массива и ее влияние на устойчивость горных выработок // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2015. № 1. С. 16–20.

65. Дроздов, А.В. Геотехнологические проблемы освоения глубоких горизонтов трубки Удачной // Проблемы недропользования: вопросы комплексного освоения глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых. — 2009. С. 110–121.

66. Дроздов, А.В. Горно-геологические и технологические проблемы при строительстве подземного рудника «Удачный» // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 2. — С. 125–131.

67. Дроздов, А.В. Горно-геологические особенности глубоких горизонтов трубки Удачной // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № 1. С. 153–165.

68. Дроздов, А.В., Акишев, А.Н., Мельников, А.И. К вопросу повышения эффективности освоения георесурсного потенциала месторождений алмазов на юго-западе Якутии // Современные проблемы науки и образования. — 2014. — № 5.

69. Дубынин, Н.Г., Трегубов, Б.Г. Подготовка блоков к очистным работам. – М.: Недра, 1968. 149 с.

70. Евразийский патент на изобретение № 031612. Самозакрепляющаяся анкерная крепь / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, Ю.И. Жданова // Заявл. 24.04.2017 № 201700176; опубл. 31.01.2019.

71. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие работы для шахт и рудников горнодобывающей промышленности. Часть I. Расчетные нормативы времени на операцию рабочих процессов. – М. НИИ труда, 1985. 365 с.

72. Еременко, А.А., Конури́н, А.И., Филимонов, В.В., Дарбинян, Т.П. Обеспечение безопасности ведения горных работ в условиях освоения удароопасных месторождений Западной Сибири и Крайнего Севера // Научные основы безопасности горных работ. Материалы Всероссийской научно-практической конференции / М: ИПКОН РАН, 2018. С. 25–31.

73. Еременко, А.А., Федоренко, А.И., Копытов, А.И. Проведение и крепление горных выработок в удароопасных зонах железорудных месторождений. Новосибирск: Наука, 2008. 236 с.

74. Еременко, В.А. Обоснование параметров геотехнологии освоения удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — ИПКОН РАН, Москва, 2011. 39 с.

75. Еременко, В.А., Айнбиндер, И.И., Марысюк, В.П., Наговицин, Ю.Н. Разработка инструкции по выбору типа и параметров крепи выработок рудников Талнаха на основе количественной оценки состояния массива горных пород // Горный журнал. 2018. № 10. С. 101–106.

76. Жиденко, И.Г., Зубков, А.А., Кутлубаев, И.М., Мельников, И.И., Мухамедьярова, М.С. Основы расчета самозакрепляющихся анкеров трубчатого типа // В сборнике: Необратимые процессы в природе и технике. Труды Восьмой Всероссийской конференции. 2015. С. 225–227.

77. Закладочные работы в шахтах: Справочник / под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова // М.: Недра, 1989. 400 с.

78. Заровняев, Б.Н., Шубин, Г.В., Курилко, А.С., Хохолов, Ю.А. Прогноз температурно-влажностного состояния предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов руды в условиях криолитозоны // Горный журнал. — 2016. — № 9. С. 33–36.

79. Зотеев, О.В., Зубков, А.А., Калмыков, В.Н., Кутлубаев, И.М. Разработка технологии подготовки карьеров к складированию хвостов обогащения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 9. С. 109–114.

80. Зотеев, О.В., Калмыков, В.Н., Гоготин, А.А., Зубков, А.А., Зубков, А.А. Исследование физико-механических свойств отходов обогащения для разработки технологии формирования закладочного массива в выработанном пространстве карьера «Учалинский» // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 4 (44). С. 13–17.

81. Зубков, А.А. и др. Совершенствование конструкции и технологии установки крепей с фрикционным закреплением // Горный журнал. — 2016. — № 5. — С. 48–52.

82. Зубков, А.А. Интенсификация подземной добычи руд камерными системами разработки с твердеющей закладкой // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — МГТУ, Магнитогорск, 2008. 21 с.

83. Зубков, А.А. К вопросу совершенствования применения камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2008. № 2 (22). С. 23–27.

84. Зубков, А.А., Волков П.В., Кутлубаев И.М., Неугомонов С.С. Совершенствование технических решений при креплении горных выработок фрикционной анкерной крепью СЗА в сложных горно-геологических условиях // Горный журнал. 2022. № 1. С. 92–96.

85. Зубков, А.А., Зубков, А.В., Кутлубаев, И.М., Латкин, В.В. Совершенствование конструкции и технологии установки крепей с фрикционным закреплением // Горный журнал. 2016. № 5. С. 48–52.

86. Методика расчета несущей способности анкера фрикционного типа / А. А. Зубков, В. Н. Калмыков, И. М. Кутлубаев, М. С. Мухамедьярова // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность: IX МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Магнитогорск, 22–26 мая 2017 года. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2017. – С. 153-155.

87. Зубков, А.А., Калмыков, В.Н., Кутлубаев, И.М., Найденова, М.С. Обоснование характеристик анкерных крепей фрикционного типа // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). № 10. 2019. С. 35–43.

88. Зубков, А.А., Латкин, В.В., Неугомонов, С.С., Волков, П.В. Перспективные способы крепления горных выработок на подземных рудниках // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. — М.: Горная книга, 2014. Вып. 1. С. 106–117.

89. Зубков, А.А., Неугомонов, С.С., Волков, П.В. О результатах испытаний технологии крепления неустойчивых пород подземных горных выработок комбинированными крепями // В сборнике: Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр». – 2019. С. 83–85.

90. Зубков, А.А., Неугомонов, С.С., Волков, П.В. Совершенствование технологии крепления горных выработок фрикционной анкерной крепью в сложных горно-геологических условиях // В книге: Горнодобывающая промышленность в 21 веке: вызовы и реальность. Сборник тезисов докладов международной научно-практической конференции, посвященной 60-летию института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА». Мирный, 2021. С. 102–103.

91. Формирование и освоение техногенных георесурсов: Технологические схемы размещения промышленных отходов в карьерах и отвалах: Монография / А. А. Зубков, И. А. Пыталев, А. А. Козловский, И. И. Мельников. – Магнитогорск : Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. – 176 с.

92. Ильин, А. Попутное использование природных высокоминерализованных рассолов глубоких горизонтов при отработке подземным способом кимберлитовой трубки «Удачная» в качестве



гидроминерального сырья / Ильин А., Синчук Е. // Материалы X Всероссийской научно-практической конференции с международным участием / Северо-Восточный федеральный университет имени М.К. Аммосова, 2020. — С. 469–474.

93. Именитов, В.А. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений // М.: Недра, 1978. 309 с.

94. Именитов, В.Р. К вопросу определения производительности рудника по горным возможностям // Изв. вузов. Горн. журн. 1960, № 9. С. 7–12.

95. Калмыков, В.Н., Волков, П.В., Зубков, А.А., Красавин, А.В., Михайлова, Г.В. Оценка эффективности применения механизированных комплексов мокрого набрызг-бетонирования в условиях строительства глубоких горизонтов Гайского подземного рудника // Вестник науки и образования Северо-Запада России. 2015. Т. 1. № 3. С. 26–33.

96. Калмыков, В.Н., Зотеев, О.В., Зубков, А.А., Гоготин, А.А., Зубков, А.А. Опытные-промышленные испытания технологии закладки выработанного пространства Учалинского карьера отходами обогатительного передела // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2013. № 7. С. 4–8.

97. Калмыков, В.Н., Зубков, А.А. К вопросу повышения интенсивности отработки месторождений системами с закладкой выработанного пространства // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 1 (17). С. 28–31.

98. Калмыков, В.Н., Зубков, А.А., Гоготин, А.А. Обоснование возможности применения сгущенных отходов обогатительного передела для закладки Учалинского карьера // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2012. Т. 1. № 70. С. 100–102.

99. Калмыков, В.Н., Латкин, В.В., Зубков, А.А., Неугомонов, С.С., Волков, П.В. Технологические особенности возведения усиленной комбинированной крепи на подземных рудниках // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 4 (специальный выпуск 15). С. 63–69.

100. Калмыков, В.Н., Неугомонов, С.С., Зубков, А.А., Пушкарев, Е.И., Волков, П.В. Применение композитных материалов для крепления горных выработок механизированным способом // В сборнике: I Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». Сборник докладов. Валиев Н.Г. (отв. ред.). 2012. С. 72–74.

101. Каплунов, Д.Р. Комбинированная геотехнология как основа перехода к новому технологическому укладу недропользования // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу. 2019. С. 14–19.

102. Каплунов, Д.Р. Особенности формирования основных показателей подземной добычи в условиях бассейна Каратау в связи с развитием масштабов производства // Актуальные проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. М.: Сект. физ.-техн. и горн. пробл. Ин-та физики Земли АН СССР, 1975. С. 86–94.

103. Каплунов, Д.Р. Развитие научных основ проектирования и перевооружения подземных рудников // Технико-экономическая эффективность комплексного освоения месторождений. - М.: ИПКОН АН СССР, 1987. С. 6–12.

104. Каплунов, Д.Р. Развитие научных основ проектирования и перевооружения подземных рудников // Технико-экономическая эффективность комплексного освоения недр АН СССР, 1987. С. 67–76.

105. Каплунов, Д.Р. Развитие производственной мощности подземных рудников при техническом перевооружении // М.: Наука, 1989. 263 с.

106. Каплунов, Д.Р., Барон, Л.И., Будько, А.В. и др. Научные основы технического перевооружения подземных рудников // М.: Наука, 1983. 256 с.

107. Каплунов, Д.Р., Калмыков, В.Н., Рыльникова, М.В. Комбинированная геотехнология. — М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. — 560 с.

108. Каплунов, Д.Р., Малышев, В.А., Кремер, В.П., Помельников, И.И. Обоснование интенсивного развития производственной мощности подземных рудников // Горный журнал 1988, № 2. С. 28–32.

109. Каплунов, Д.Р., Рыльникова, М.В. Перспективные направления развития комбинированной геотехнологии в свете совершенствования технологического уклада горного производства // Известия ТулГУ. Науки о земле. — 2019. — Вып. 3. С. 7–21.

110. Каплунов, Д.Р., Рыльникова, М.В., Радченко, Д.Н. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения и сохранения недр земли // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. Спец. выпуск № 15. Вып. 3. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. С. 5–11.

111. Каплунов Д.Р., Рыльникова, М.В., Радченко, Д.Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий — базис расширения минерально-сырьевого комплекса России // Устойчивое развитие горных территорий. 2015. № 3 (25). С. 46–50.

112. Киселев, В.В., Хохолов, Ю.А. К вопросу возведения, эксплуатации и обеспечения подвижности породных предохранительных подушек при подземной доработке подкарьерных запасов алмазосодержащих трубок в условиях криолитозоны // Евразийское научное объединение. — 2019. С. 1–4.

113. Коваленко, А.А., Тишков, М.В. Оценка отработки месторождения трубки «Удачная» // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 12. С. 134–135.

114. Коган, Г.Ф., Фефелов, В.С. Определение показателей концентрации горных работ на подземных рудниках // Горный журнал, 1984, № 12. С. 28–30.

115. Константинов, П.Е., Анненков, А.Д., Фатеев, С.М. и др. Совершенствование организации производства и системы материального

стимулирования — основа роста производительности труда и улучшения использования новой техники на горнопроходческих работах // Горный журнал, 1975, № 5. С. 73–76.

116. Копырин, А.А. Крепление горных выработок технологией Swellex в условиях рудника «Айхал» // Вестник науки и творчества. — 2016. — № 5 (5). — С. 256–260.

117. Копытов, А.И., Ефремов, А.В., Першин, В.В. Интенсификация горнопроходческих работ на рудниках // Кемерово: Кузбассвуиздат, 1996. 156 с.

118. Копытов, А.И., Лебедев, А.А., Утробин, Б.А. Разработка рациональной технологии крепления горных выработок в удароопасных условиях // Вестник Кузбасского государственного технического университета. Выпуск № 1. 2017. С. 10–14.

119. Костровицкий, С.И. Что такое кимберлиты? // Материалы VI Международной школы по наукам о Земле ISES-2010 (г. Одесса, Украина, 3–8 сентября 2010 г). — Одесса: Изд-во I.S.E.S. — 2010. С. 77–79.

120. Кравченко, В. П. Исследование влияния степени измельчения на гранулометрические характеристики доменных шлаков // Обогащение полезных ископаемых. — 2010. — Вып. 43 (84). — С. 36–42.

121. Кравченко, В.П., Куликов, В.В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1974. 200 с.

122. Краткий отчет независимых экспертов о запасах и ресурсах месторождений алмазов группы компаний «АЛРОСА» // Micon International Co Limited. 2018.

123. Курленя, М.В., Серяков, В.М., Еременко, А.А. Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2005. — 264 с.

124. Лесовик, Г.А. Закладочные смеси на основе техногенных песков // Автореф. дис. канд. техн. наук. // Белгород, 2013. 23 с.

125. Лесовик, Р.В. Мелкозернистые бетоны на композиционных вяжущих и техногенных песках: автореферат диссертации на соискание

ученой степени доктора технических наук / Белгородский государственный технологический университет им. В.Г. Шухова. Белгород, 2009.

126. Лесовик, Р.В., Ковтун, М.Н., Алфимова, Н.И. Комплексное использование отходов алмазообогащения // Промышленное и гражданское строительство. 2007. № 8. С. 30–31.

127. Литвиновская, Н.А. Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений из почвы при проходке подготовительных горных выработок в подработанном массиве соляных пород // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — Горный институт УрО РАН, Пермь, 2011. 18 с.

128. Лобанова, Т.В. Разработка научно-методических основ геомеханического обеспечения подземной отработки железорудных месторождений Сибири в геодинамически активном регионе // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Новосибирск, ИГД СО РАН, 2009. 37 с.

129. Лукичев, С.В., Громов, Е.В., Семенова, И.Э. Применение методов компьютерного моделирования для обоснования параметров подземной геотехнологии при комбинированной разработке сближенных месторождений в сложных геолого-геомеханических условиях // Эффективность и безопасность горнодобывающей промышленности //IV МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ // Челябинск — 2018, с. 38-39.

130. Максимов, А.Б. Геомеханическое обоснование упрочняющей крепи в подготовительных выработках Яковлевского железорудного месторождения // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — СПб, ГГИ 2007. 19 с.

131. Максимова, Е.А. Оценка условий подработки водозащитной толщи при разработке соляных месторождений // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. Материалы 14-й Международной научной школы молодых ученых и специалистов. М: ИПКОН РАН, 2019. С. 51–53.

132. Масаев, Ю.А. и др. Совершенствование конструкций анкерных крепей для сооружения горных выработок // Вестник научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. — 2018. — №. 4.

— С. 66–73.

133. Масаев, Ю.А. Исследование механизма формирования зоны нарушения породного массива после взрывания зарядов ВВ в оконтуривающих шпурах // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2013. № 3. С. 21–24.

134. Масаев, Ю.А. Условия проведения горных выработок в напряженном породном массиве // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2013. № 3. С. 24–26.

135. Масаев, Ю.А., Масаев, Ю.В., Филина, Л.Д. Новые разработки в области крепления и повышения устойчивости породных обнажений в горных выработках // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2015. № 1. С. 41–45.

136. Матвеев, И.Ф. Управление удароопасностью горного массива изменением параметров взрывной отбойки при разработке железорудных месторождений Сибири // Автореф. докт. дисс. — Новокузнецк, ГОУ ВПО «СибГИУ», 2004 г. — 35 с.

137. Мещеряков, Э.Ю., Угрюмов, А.Н., Зубков, А.А., Маннанов, Р.Ш. Технология подземной разработки руд в сложных условиях: Учебное пособие // Магнитогорск: МГТУ, 2009. 78 с.

138. Минаев, В.А., Петров, В.А., Полуэктов, В.В. Геомеханическая неоднородность массива рудовмещающих гранитоидов месторождения Антей (ЮВ Забайкалье) // Научные основы безопасности горных работ. Материалы Всероссийской научно-практической конференции / М: ИПКОН РАН, 2018. С. 174–179.

139. Монтянова, А.Н. Обоснование технологии закладки выработанного пространства при разработке кимберлитовых трубок в криолитозоне // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — МГТУ, Магнитогорск, 2006. 39 с.

140. Монтянова, А.Н. Формирование закладочных массивов при

разработке алмазных месторождений в криолитозоне. М.: Горная книга, 2005. 597 с.

141. Неверов, С.А. Обоснование подземных технологий с обрушением руды и вмещающих пород при выемке мощных крутопадающих залежей в условиях роста глубины разработки // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Новосибирск, ИГД СО РАН, 2021. 39 с.

142. Нейдорф, Л.Б. Практика закладочных работ на руднике Маунт-Айза // Разработка месторождений с закладкой // Пер. с англ. — М.: Мир, 1987. С. 130–144.

143. Неугомонов, С.С., Волков, П.В., Жирнов А.А. Крепление слабоустойчивых пород усиленной комбинированной крепью на основе фрикционных анкеров типа СЗА // Горный журнал. 2018. № 2. С. 31–34.

144. Ногаев, А.М. Обоснование рациональных способов управления состоянием массива при отработке ранее подработанных рудных тел // Автореф. дис. канд. техн. наук // Владикавказ, 2006. 23 с.

145. О стратегии развития экономики России // Научный доклад под ред. С.Глазьева. — М.: Национальный институт развития, 2011.

146. Олизаренко, В.В., Аллабердин, А.Б., Зубков, А.А. Опыт числового проектирования карьера «Малый Куйбас» ГОП «ММК», «Медвежий Ручей» ОАО «Норникель» и казахстанского «Алтыналмаз» // В сборнике: Программное обеспечение для цифровизации предприятий и организаций. Сборник трудов Всероссийской научно-практической конференции. 2021. С. 87–92.

147. Олизаренко, В.В., Зубков, А.А., Аллабердин, А.Б. Определение водопритоков в карьер «Юбилейный» и разработка конструкций водосборного и осветляющего устройства // В сборнике: Проблемы гуманитарных наук и образования в современном мире. Сборник научных статей по материалам V Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием). 2019. С. 111–113.

148. Олизаренко, В.В., Зубков, А.А., Аллабердин, А.Б. Разработка

конструкции плавающей насосной станции для откачки карьерной воды в водосборник подземного рудника Юбилейный // В сборнике: Проблемы гуманитарных наук и образования в современном мире. Сборник научных статей по материалам V Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием). 2019. С. 113–116.

149. Осинцев, В.А., Широков, М.А. Состояние выработок на подземном руднике «Купол» // IV Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» // г. Екатеринбург, 14–15 апреля 2015 г. — Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. С. 59–61.

150. Отраслевая инструкция по применению рамных и анкерных крепей в подготовительных выработках угольных и сланцевых шахт / Министерство угольной промышленности СССР. — М.: ИГД, 1985. 147 с.

151. Патент 138709 Российская Федерация, МПК E21 21/00 (2006.01). Распорно-прижимной анкер / Ю.А. Масаев, В.Ю. Масаев, С.А. Соколов; заявитель и патентообладатель Кузбас. гос. техн. ун-т. № 2013143403/03; заявл. 26.11.2013; опубл. 20.03.2014. Бюл. № 8.

152. Патент РФ на изобретение № 2569100. Способ складирования зернистых отходов / В.Н. Калмыков, А.А. Зубков, О.В. Зотеев, А.Е. Зубков, Е.В. Григорьев // Заявл. 25.07.2014 № 2014130976; 26.10.2015.

153. Патент РФ на изобретение № 2668953. Способ определения несущей способности трубчатого анкера и установка для его реализации / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, И.М. Кутлубаев, Ю.И. Жданова // Заявл. 01.08.2017 № 2017127646; опубл. 05.10.2018.176082.

154. Патент РФ на изобретение № 2674038. Трубчатый анкер / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, И.М. Кутлубаев // Заявл. 27.07.2017 № 2017122772; опубл. 04.12.2018.

155. Патент РФ на полезную модель № 143204 U1. Инъекционный анкер / А.А. Зубков // Заявл. 03.02.2014 № 2014103645/03; 20.07.2014.



156. Патент РФ на полезную модель № 158225 U1. Опорная шайба анкерной крепи / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 04.06.2015 № 2015121436/03; опубл. 27.12.2015.

157. Патент РФ на полезную модель № 158226 U1. Секция анкерной крепи / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, М.С. Мухамедьярова // Заявл. 06.05.2015 № 2015117372/03; опубл. 27.12.2015.

158. Патент РФ на полезную модель № 161817 U1. Усиленная анкерная крепь / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, М.С. Мухамедьярова // Заявл. 01.12.2015 № 2015151609/03; опубл. 10.05.2016.

159. Патент РФ на полезную модель № 161881. Анкерная крепь / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 30.09.2015 № 2015141740; 19.04.2016.

160. Патент РФ на полезную модель № 163469. Центратор / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 13.11.2015 № 2015148976; 01.07.2016.

161. Патент РФ на полезную модель № 167221. Устройство для установки трубчатых анкеров / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 28.07.2016 № 2016131262; 08.12.2016.

162. Патент РФ на полезную модель № 168801. Усиленная самозакрепляющаяся анкерная крепь / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, Ю.И. Жданова // Заявл. 25.08.2016 № 2016134870; опубл. 21.02.2017.

163. Патент РФ на полезную модель № 176082. Переходное устройство для определения несущей способности трубчатого анкера / А.А. Зубков, А.Е. Зубков, И.М. Кутлубаев, Ю.И. Жданова // Заявл. 31.07.2017 № 2017127412; опубл. 27.12.2017.

164. Патент РФ на полезную модель № 192057 U1. Секция анкерной крепи / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 25.01.2019 № 2019102110; опубл. 02.09.2019.

165. Патент РФ на полезную модель № 192219. анкер / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 16.04.2019 № 2019111620; опубл. 06.09.2019.

166. Патент РФ на полезную модель № 197962. Армирующая сетка

анкерной крепи / А.А. Зубков, А.Е. Зубков // Заявл. 30.12.2019 № 2019145534; опубл. 09.06.2020.

167. Патент РФ на полезную модель № 201514. Фрикционный анкер / А.А. Зубков, И.М. Кутлубаев // Заявл. 21.07.2020 № 2020125314; опубл. 18.12.2020.

168. Патент РФ на полезную модель № 202431. Анкер с фрикционным закреплением / А.А. Зубков, И.М. Кутлубаев // Заявл. 15.09.2020 № 2020130443; опубл. 17.02.2021.

169. Пивнев, В.А. Анализ направлений интенсификации апатито-нефелиновых руд // Горная промышленность. № 2, 2012. С. 22.

170. Подземный закладочный комплекс на шахте № 15–15-бис ООО «Севуралбокситруда» проект / Свердловск: Унипромедь, 1988.

171. Постановление Госгортехнадзора РФ № 57 от 30.12.1997 «Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых. РД 06-174-97».

172. Ремезов, А.В., Жаров, А.И. Один анкер решает несколько задач // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2012. № 4. С. 29–32.

173. Руководство по безопасности «Методические основы по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на опасных производственных объектах» // Утв. Приказом Ростехнадзора №144, 11.04.2016.

174. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. — М. Стройиздат, 1983.

175. Русин, Е. П., Нам, Х. Г. О несущей способности криволинейных гидрораспорных анкеров // Интерэкспо Гео-Сибирь. — 2018. — Т. 6. — С. 136–146.

176. Рыльникова, М.В. Условия перехода к новому технологическому укладу развития горных предприятий России // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу // Материалы докладов Международной конференции, г. Магнитогорск, 2019: Сб. тез. — Магнитогорск: МГТУ, 2019. С. 22–23.

177. Рыльникова, М.В., Радченко, Д.Н. Переход на интеллектуальные горные технологии как базис безопасного социально-экономического развития общества // Научные основы безопасности горных работ. Материалы Всероссийской научно-практической конференции. - М: ИПКОН РАН, 2018. С. 192–198.

178. Симонов, В.И. Свойства и способы подготовки закладочного материала за рубежом. // М.: Недра, 1972. 40 с.

179. Синегуб, В.Ю. Геомеханическое обоснование способов обеспечения устойчивости выработок при проходке в рыхлых рудах вприсечку к закладочному массиву // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — СПб, ГГУ 2012. 21 с.

180. Синкевич, Н.И. Обоснование геомеханических параметров вскрытия и выемки железорудных месторождений в геодинамически опасном регионе // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, 2011. 39 с.

181. Складов, Е.В. [и др.] Особенности отработки коренных месторождений алмазов в сложных горно-геологических условиях восточного сектора Арктики // РАН. — 2014. С. 1–14.

182. Славяковский, О.В. Интенсификация процесса перемещения руды на отечественных железорудных шахтах. Черметинформация, сер. Горнорудное производство, 1986, вып. 3.

183. СНиП 82-02-95 «Федеральные (типовые) элементные нормы расхода цемента при изготовлении бетонных и железобетонных изделий и конструкций».

184. Соколов, И.В., Смирнов, А.А. Антипин, Ю.Г., Никитин, И.В., Тишков, М.В. Обоснование толщины предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» системами с обрушением // Технология добычи полезных ископаемых. — 2018. — № 2. С. 52–62.

185. СП 28.13330 Защита строительных конструкций от коррозии: актуализированная редакция СНиП 2.03.11-85: издание официальное: утвержден приказом Министерства строительства и жилищно-коммунального хозяйства Российской Федерации от 27 февраля 2017г. № 127/пр: дата введения 2017-08-28 / разработан АО «Научно-исследовательский центр «Строительство» (АО «НИЦ «Строительство») — Москва, 2017. — 158 с.

186. Стариков, Н.А. Интенсивность отработки месторождений подземными работами: Автореф. дисс. докт. техн. наук. Свердловск, 1983. 31 с.

187. Старовойтов, Ю.В. Установление рациональных параметров механизированных крепей для сложноструктурных трудноуправляемых кровель: На примере ПО «Беларуськалий» // Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. — Солигорск, 2002. 164 с.

188. Старосельцев, В.С., Мигурский, А.В., Гребенюк, В.В., Дивина, Т.А. Геодинамический контроль нефтегазоносности вулканогенно-осадочного чехла Сибирской платформы // Геология и геофизика. — 2004. — Т. 45, № 1. С. 91–99.

189. Стражова, В.И. Анализ хозяйственной деятельности в промышленности // Минск: ООО «Книга», 2003. 312 с.

190. Стрелецкий, А.В. Геомеханическое обоснование устойчивости горных выработок под защитным перекрытием (на примере Яковлевского рудника) // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — СПб, НМСУ «Горный», 2012. 20 с.

191. Тапсиев, А.П. Геомеханические основы технологии разработки мощных пологих залежей полиметаллических руд системами с твердеющей закладкой выработанного пространства // Дисс. на соискание уч. ст. докт. техн. наук // Новосибирск, 2000. 413 с.

192. Тетерев, Н.А., Ермолаев, А.И., Бурмистренко, В.А., Мицевич, В.В. Исследование взрывоопасности колчеданных руд Сибайского месторождения // IV Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» // Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. С. 68–71.

193. Технологическая инструкция по применению камерной системы разработки с твердеющей закладкой на Узельгинском подземном руднике ОАО «Учалинский ГОК» // Унипромедь. — Екатеринбург — Учалы, 1998. 55 с.

194. Технологическая инструкция по производству закладочных работ на шахтах объединения «СЕВУРАЛБОКСИТРУДА» // Североуральск, 1987. 72 с.

195. Трубецкой, К.Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. - М.: ИПКОН РАН, 2014. 196 с.

196. Трубецкой, К.Н. Состояние и основные направления освоения ресурсов земных недр // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. 2020 (3). С. 8–15.

197. Трубецкой, К.Н., Каплунов, Д.Р., Рыльникова, М.В. Принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. 2014. Вып. 2. № 12. С. 3–10.

198. Трубецкой, К.Н., Корнилов, С.В., Яковлев, В.Л. О новых подходах к обеспечению устойчивого развития горного производства // Горный журнал. 2012. № 1. С. 15–19.

199. Трубкин, И.С., Зубков, А.А. Закладочные смеси для горных выработок с применением конвертерных шлаков ММК и хвостов обогащения медно-серных руд // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 3 (19). С. 12–14.

200. Ульрих, Л. Проектные основы управления горным давлением

комбинированной крепью в пластовых штреках // Глюкауф. — 2002. — № 1. С. 16–20.

201. Устинов, М.И. Выбор технологических решений при подготовке новых горизонтов и реконструкции шахт // М.: Недра, 1977. 192 с.

202. Устройство для установки трубчатых анкеров: пат. № 95029 РФ МПК E21D 21/00 / Зубков А.А., Зубков А.Е. 2012124915/03, заяв. и патентообладатель ООО «УралЭнергоРесурс». — № 2009124347/22; заявл. 25.06.2009; опубл. 10.06.2010. Бюл. № 24.

203. Федоренко, А.И. Разработка и обоснование технологии взрывного закрепления горных выработок на удароопасных железорудных месторождениях // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Кузбасский государственный технический университет, Кемерово, 2006. 42 с.

204. Феодосьев, В.И. Сопротивление материалов. — 8-е изд. — М.: Наука. Главная редакция физико-математической литературы, 1979. — 560 с.

205. Филиппов, В.Н. Повышение эффективности проведения и крепления подготовительных и нарезных выработок в зонах тектонических нарушений на железорудных месторождениях // Автореф. дисс. канд. техн. наук. — Новосибирск, ИГД СО РАН, 2011. 23 с.

206. Фрейдин, А.М., Неверов, С.А., Неверов, А.А., Конури, А.И. Геомеханическая оценка геотехнологий подземной добычи руд на стадии проектных решений // Горный журнал. — 2016. — № 2. С. 39–45.

207. Фугзан, М.Д., Каплунов, Д.Р., Пазынич, В.И. Интенсивность подземной разработки рудных месторождений // М.: Наука, 1980. 130 с.

208. Фугзан, М.Д., Каплунов, Д.Р., Пазынич, В.И. Оценка интенсивности подземной разработки мощных рудных месторождений // Горн. журн. 1975. № 4. С. 47–57.

209. Халикова, Э.Р. Создание эффективной технологии проведения выработок на базе аналитического моделирования геомеханических процессов // Диссертация на соискание степени доктора философии (PhD). —

Республика Казахстан, Караганда, 2020. 119 с.

210. Хомяков, В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках // М.: Недра, 1984. 224 с.

211. Хубулов, О.Ю. Обоснование параметров технологии закладки выработанного пространства при подземной отработке сильнонарушенных руд // Автореф. дисс. канд. техн. наук // Владикавказ, 2011. 23 с.

212. Цукерман, В.А., Носкова, Е.С. Анализ зарубежного опыта становления технологических укладов в горно-металлургическом комплексе // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2009. — № 9. — С. 134–138.

213. Чирков, Ю.И., Лубенец, В.А. Прогноз показателей концентрации и интенсивности ведения горных работ на шахтах Кривого Рога // Горный журнал, 1978, № 6. С. 25–28.

214. Шарп, Ф. Последние новшества в анкерном креплении пород на шахтах государственного угольного управления Великобритании // Докл. на симпозиуме по анкерному креплению. — Лондон, 1984. С. 268–281.

215. Шевяков, Л.Д. О задачах изучения горного давления в связи с запросами промышленности // Уголь. — 1997. — № 1. С. 34–37.

216. Шемякин, И.И., Фомин, Е.В., Федоров, Е.В. Совершенствование технологии проведения и крепления горных выработок в ОАО «Шахта Инская» // Уголь. — 2001. — № 2. С. 6–10.

217. Шестаков, В.А., Дронов, Н.В. Экономическая оценка вариантов разработки рудных месторождений // Горный журнал, 1970, № 9. С. 13–17.

218. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок.

219. Шмаров, А.В., Мошкин, Н.В. Обоснование нового вида крепления анкерного болта в скважине. Материалы региональной научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения». Новокузнецк, 2001. С. 291–292.

220. Щерба, В.Я. Разработка эффективных способов и технических средств борьбы с газодинамическими явлениями в калийных рудниках // Автореф. дисс. докт. техн. наук. — Московский государственный открытый университет, Москва, 2006. 40 с.

221. Юрченко, В. А. Разработка анкерной крепи на основе минеральных закрепителей: Дис. ... канд. техн. наук : 25.00.22 : Б. м., 0 139 с. РГБ ОД, 61:04-5/3517.