

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»**

На правах рукописи



ДОМОЖИРОВ ДМИТРИЙ ВИКТОРОВИЧ

**РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПУТЕМ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ
И ОБОСНОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ГОРНЫХ
ПОРОД СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Специальность 2.8.8. Геотехнология, горные машины

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

**Научный консультант
профессор, доктор технических наук
Пыталев Иван Алексеевич**

Магнитогорск 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1 ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА И АНАЛИЗ ТРЕНДА НАПРАВЛЕНИЙ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ГОРНЫХ ПОРОД СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ	14
1.1 Современное состояние и перспективы совершенствования процесса подготовки к выемке горных пород сложноструктурного массива	14
1.2. Оценка энергоемкости процессов подготовки горных пород на стадиях добычи и переработки минерального сырья	29
1.3 Анализ методик и тенденций развития научно-методических основ выбора технологии и обоснование параметров подготовки к выемке природных массивов	42
1.4 Особенности требований к качеству взрывной подготовки горных пород сложноструктурного массива с учетом требований к качеству перерабатываемого минерального сырья	66
Выводы по главе 1	78
2 РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ	80
2.1 Обоснование концепции управления качеством минерального сырья на этапе подготовки к выемке пород сложноструктурных массивов с целью повышения эффективности его переработки	80
2.2 Систематизация показателей качества минерального сырья и технологий взрывной подготовки, определяющих эффективность его переработки	93
2.3. Развитие методологических подходов и принципов снижения потерь и разубоживания при взрывной подготовке, обуславливающих управление качеством минерального сырья	111
2.4. Разработка методики повышения качества и эффективности подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья с учетом районирования карьерного поля	122
Выводы по главе 2	139
3 ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ И ФАКТОРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ПОКАЗАТЕЛИ КАЧЕСТВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	140
3.1 Исследование влияния условий заглубления скважинных зарядов на качество взрывного дробления горных пород	140
3.2 Исследование параметров буровзрывной подготовки пород к выемке для управления степенью дробления при обеспечении качества и безопасности для высокоуступной геотехнологии.....	148

3.3 Исследование влияние применяемых типов взрывчатых веществ на управление качеством минерального сырья в условиях сложности залегания	159
3.4. Исследование влияние конструкции заряда взрывчатых веществ на интенсивность упругих и акустических колебаний, управление зоной нерегулированного дробления для достижения требуемого качества взрывной подготовки.....	171
3.5 Исследование влияния удельного расхода взрывчатых веществ на качество минерального сырья при взрывной подготовке сложноструктурных месторождений	184
Выводы по главе 3	193
4 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ПОРОД СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ И МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИХ ПАРАМЕТРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ КАЧЕСТВО ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ	195
4.1. Разработка технологии производства буровзрывных работ для обеспечения требуемого качества товарной продукции и заданного гранулометрического состава в условиях изменяющейся трещиноватости массива	195
4.2 Разработка технологии однорядного взрывания при отработке сложноструктурных месторождений для обеспечения требуемого качества готовой продукции	206
4.4. Разработка технологии механической дезинтеграции пород на контактных зонах горным оборудованием в условиях сложноструктурных залежей для снижения потерь и разубоживания при повышении качества товарной продукции.....	217
4.4. Разработка технологии подготовки сложноструктурного массива строительного камня при комплексном освоении участка недр для получения товарной продукции в виде блоков и щебня на одном месторождении.....	224
4.5 Алгоритм выбора технологии подготовки пород к выемке сложноструктурного массива при комплексном освоении участка недр	238
Выводы по главе 4	241
5 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ПОРОД ПРИРОДНЫХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЕЕ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА	243
5.1 Обоснование технологии взрывных работ в условиях дополнительных ограничивающих факторов безопасности	243
5.2. Обоснование технологии и параметров взрывной подготовки больших блоков в каскадах для обеспечения производительности по полезному ископаемому и ударно-воздушной волновой безопасности на сложноструктурных месторождениях	262

5.3 Обоснование технологии и параметров подготовки пород к выемке с учетом морфологических особенностей рельефа инфраструктуры карьерного поля на ударно-воздушный волновой эффект	274
5.4 Методика обоснование технологии подготовки пород к выемке и определение рациональных параметров буровзрывных работ, обеспечивающих эффективность функционирования горно-обогатительного производства.....	282
Выводы по главе 5	292
6 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПР УПРАВЛЕНИЮ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ	294
6.1 Рекомендации по повышению качества товарной продукции в условиях разреза «Галдинский» при буровзрывной подготовке	294
6.2 Рекомендации по повышению выхода товарной продукции и комплексного освоения недр в условиях Полоцкого и Еленинского месторождения белого мрамора	303
Выводы по главе 6	316
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	321
Приложение А	347
Приложение Б.....	349
Приложение В.....	351

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Современное состояние открытой геотехнологии характеризуется усложнением горно-геологических и горнотехнических условий, снижением качества полезного ископаемого, увеличением подготавливаемых к выемке объемов горной массы в силу возрастающей производственной мощностью горных предприятий и, как следствие, ростом затрат на добычу и переработку минерального сырья.

Согласно прогнозу экспертов, расширение минерально-сырьевой базы России обеспечивается за счет вовлечения в отработку сложноструктурных месторождений полезных ископаемых, а также освоения запасов с низкими качественно-количественными характеристиками, требующим применения новых технологических решений, обеспечивающих требуемое качество товарной продукции. К минеральному сырью предъявляются различные требования к качеству, что в свою очередь определяет выбор технологии их добычи и переработки.

Качество рудных полезных ископаемых оценивается средним содержанием полезного компонента, потерями и разубоживанием и минимальным количеством вредных примесей на выходе технологической цепочки процессов добычи. Нерудные полезные ископаемые характеризуются как природными показателями качества: декоративность, белизна, желтизна, зольность, так и технологическими: гранулометрический состав и сортность, потерями и разубоживанием. При этом качество горных работ это один из показателей технического, технологического и организационного уровней горного производства, включающий специфические условия разработки месторождения, который оценивается потерями и разубоживанием; стабильностью качественных свойств минерального сырья; производительностью по полезному ископаемому и технико-экономическими показателями.

Тенденция открытой геотехнологии последних лет направлена на получение

недропользователем широкого спектра видов и ассортимента сортов товарной продукции с целью получения максимальной прибыли от реализации готовой продукции с заданными потребительскими и технологическими свойствами. Это в первую очередь относится к сложноструктурным месторождениям, поскольку в отличие от месторождений с простым геологическим строением, где повышение эффективности достигается преимущественно увеличением производительности, селективная же добыча требует дополнительных затрат и усложнение технологии подготовки горных пород к выемке при неизбежном снижении производительности. Технологически обеспечить селективную подготовку и выемку является весьма сложной задачей, что приводит к увеличению объемов низкосортного сырья, а в отдельных случаях к полной потере потребительских свойств высокоценных видов и сортов товарной продукции.

При этом сегодня оценка качества выполнения горных работ осуществляется отдельно по технологическим процессам и переделам, поэтому на этапе подготовке пород к выемке должны учитываться требования потребителей к минеральному сырью и конечной продукции, которыми являются не только обогатительные фабрики, но и участники рынка.

В настоящее время управление качеством минерального сырья на месторождениях с простым геологическим строением в основном осуществляется на этапе погрузки, транспортировании и складировании без учета этапа подготовки горных пород к выемке. В условиях сложноструктурных месторождений отсутствие методологии управления качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке приводит к повышенным потерям и разубоживанию, снижению эффективности обогатительного передела, а порой и к полной потере высокоценной продукции не только на этапе переработки, но и в недрах. Это обусловлено тем, что сегодня буровзрывная подготовка оценивается следующими основными критериями: минимальными энергетическими затратами, обеспечением требуемого грансостава и минимального размера куска с учетом применяемого горно-транспортного оборудования. При этом в условиях сложноструктурных месторождений управление качеством минерального сырья, имеющимися техноло-

гическими решениями, приводит к снижению производительности карьера по полезному ископаемому и сортов товарной продукции и эффективности горнодобывающего предприятия и комплексности освоения запасов.

Поэтому развитие методологии управления качеством минерального сырья путем обоснования технологии и параметров подготовки горных пород сложноструктурных месторождений является актуальной научно-практической задачей.

Цель работы: обоснование технологии и параметров подготовки к выемке пород сложноструктурных природных массивов для повышения качества минерального сырья при комплексном освоении месторождения с обеспечением эффективности функционирования горнопромышленного комплекса.

Идея работы: развитие методологии управления качеством минерального сырья с ростом эффективности производства достигается совершенствованием технологии подготовки к выемке горных пород сложноструктурных месторождений за счет районирования природных массивов по вещественному составу, свойствам и структурным особенностям и регулирования энергоемкости процессов взрывного разрушения и механического дробления в ходе добычи и переработки, что обеспечивает требования кондиций и гранулометрического состава.

Основные задачи исследования включают:

- анализ современного состояния открытой геотехнологии и перспектив развития процесса подготовки горных пород к выемке при разработке сложноструктурных природных массивов;

- обоснование качества взрывной подготовки сложноструктурных природных массивов с учетом критериев и показателей горно-перерабатывающего производства и требований потребителей готовой продукции;

- обоснование концепции управления качеством минерального сырья на этапе подготовки к выемке горных пород для повышения эффективности его добычи и переработки;

- разработка методики оценки потерь и разубоживания полезных ископаемых при подготовке к выемке горных пород месторождений со сложными горно-геологическими условиями в зоне контактов со сложноструктурными прослой-

ками и тектоническими нарушениями;

- обоснование технологий и параметров подготовки горных пород к выемке для повышения качества, комплексности и эффективности освоения сложно-структурных месторождений;

- развитие методологии выбора технологии и обоснования параметров подготовки горных пород к выемке на сложноструктурных месторождениях для управления качеством минерального сырья;

- разработка практических рекомендаций по выбору технологии и параметров подготовки горных пород к выемке на сложноструктурных месторождениях руды, угля и нерудных строительных материалов;

- оценка технико-экономической эффективности разработанных технологических решений.

Объект исследования: технологический процесс подготовки к выемке пород природных массивов при открытой геотехнологии.

Предмет исследования: параметры технологического процесса подготовки пород к выемке, обеспечивающие качество минерального сырья и максимальную эффективность горно-перерабатывающего комплекса.

Методы исследования.

Использован комплекс методов исследований, включающий: анализ литературных источников, патентов и обобщение опыта процесса подготовки пород к выемке открытой геотехнологией на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями; систематизацию результатов исследований в области управления качеством минерального сырья при подготовке на стадиях добычи и переработки; моделирование и проведения экспериментов в полупромышленных и промышленных условиях с использованием инструментальных замеров; обработку результатов экспериментов и промышленной апробации разработанных рекомендаций методами математической статистики; экономическую оценку технологических решений.

Положения, выносимые на защиту:

1. Управление качеством минерального сырья достигается районированием природных массивов сложноструктурного месторождения по текстурно-структурным особенностям с учетом оптимальной интегральной энергоемкости процессов подготовки и механического дробления минерального сырья в ходе добычи и переработки для обеспечения заданного требования кондиций и гранулометрического состава.

2. Эффективность процесса управления качеством минерального сырья определяется оптимальной интегральной энергоемкостью дезинтеграции пород в ходе добычи и переработки полезного ископаемого, учитывающей удельную химическую энергию взрывной подготовки и удельную электрическую энергию процессов дробления на обогатительном переделе, что достигается оптимальной областью приведенной глубины заложения скважинного заряда в диапазоне 0,9-1,1 м/кг^{1/3}, зависящей от энергетических, конструктивных и геометрических параметров буровзрывных работ: массы и конструкции зарядов, сетки скважин и схемы их коммутации.

3. В условиях сложноструктурных месторождений обеспечение минимальных потерь и разубоживания полезных ископаемых в зонах контактов с прослоями вмещающих пород и тектоническими нарушениями достигается уменьшением выхода фракции 0-20 мм путем применения однорядного взрывания с параметрами сетки, равными 30-40 диаметров скважинного заряда, установленными на основании выявленной степенной зависимости расстояниями между скважинами в ряду от диаметра заряда и удельного расхода взрывчатого вещества. В процессе подготовки горных пород к выемке снижение переизмельчения и увеличение выхода негабарита приводит к повышению объема товарной продукции, снижению потерь и разубоживанию вредными включениями. В частности для нерудных полезных ископаемых снижение переизмельчения на каждые 10% и увеличение выхода негабарита до 50% приводит к повышению выхода товарной продукции на 8-12%, снижению потерь более чем на 5% и разубоживания вредными включениями менее чем на 4%.

4. Повышение качества минерального сырья достигается снижением зоны нерегулируемого дробления горных пород за счет применения технологии подготовки к выемке пород с крепостью от 6 до 21 по шкале проф. М.М. Протодяконова с оптимальными параметрами БВР, учитывающей принцип автомодельности для расчета критических скоростей смещения, генерируемых взрывом, и характеристик проводящей среды в диапазоне 2 – 4 м/с и 15-20 м/с при действии растягивающих и сжимающих напряжений соответственно, при этом учитываются структурные особенности природного массива, вещественный состав и качественные показатели товарной продукции.

5. Повышение комплексности освоения запасов и качества минерального сырья при подготовке природных массивов к выемке обеспечивается обоснованием оптимальных энергетических параметров буровзрывных работ с учетом скорости прохождения взрывной волны в проводящих средах посредством: усиления интерференционных эффектов сейсмических волн при короткозамедленном взрывании с интервалом замедления менее 20 мс - в массиве горных пород; одновременностью наложения давлений на фронте ударно-воздушных волновых возмущений в различных разноудаленных взрывных блоках и морфометрических характеристиках рельефа, пространственным расположением зарядов взрывчатых веществ, обеспечивающее увеличение акустической нагрузки до 2 раз и снижение избыточного давления до 40 % - в воздухе.

Научная новизна:

1. Развитие методологии управления качеством минерального сырья заключается в учете принципов разрушения природного массива путем формирования структурных элементов раскрытия и разделения по критерию оптимальной интегральной энергоемкости процесса подготовки на стадиях добычи и переработки; в обосновании технологии и параметров взрывной подготовки пород к выемке и механического дробления для снижения потерь и разубоживания в условиях безопасности ограничивающих факторов.

2. Методика районирования природных массивов сложноструктурного месторождения на участки по структурным характеристикам и вещественному составу,

типу и сортам товарной продукции, учитывающая показатель качества пород RQD и трещиноватость на этапе определения технологических параметров процессов подготовки и механического дробления, что позволяет управлять комплексностью освоения балансовых запасов при повышении качества минерального сырья.

3. Модель и методика расчета параметров буровзрывной подготовки пород к выемке для повышения качества минерального сырья, увеличения спектра товарной продукции и полноты освоения запасов месторождения, отличающаяся учетом оптимальной области приведенной глубины заложения скважинного заряда ($h_{пр} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$), технологических, качественных, ограничивающих факторов и масштабных поправок на сейсмоакустические условия безопасности для охраняемых объектов.

4. Классификация месторождений (участков) полезных ископаемых и видам добываемого сырья по сложности структурного строения, учитывающая показатели его изменчивости, физико-механические характеристики, позволяющая, с учетом разработанных принципов управления качеством минерального сырья, обосновывать методы управления качеством подготовки горных пород к выемке.

5. Методика обоснования технологии и параметров подготовки пород к выемке сложноструктурных месторождений, базирующаяся на установленных зависимостях конструктивных и геометрических параметров скважинных зарядов от требований кондиций, гранулометрического состава и безопасности, с использованием разработанных номограмм.

Достоверность результатов обеспечивается: надежностью и представительным объемом исходных данных; использованием современных программных средств; соответствием полученных научных результатов фундаментальным положениям теории взрывной подготовки, механического разрушения и дезинтеграции природного массива; доверительной сходимостью результатов экспериментальных исследований с практическими данными производственной деятельности горно-перерабатывающих предприятий; положительными результатами апробаций на действующих карьерах Урала, разрабатывающих месторождения

руд черных и цветных металлов, угля, декоративного камня и строительных материалов.

Личный вклад автора состоит в постановке цели и задач исследования; проведении теоретического анализа современного состояния открытой геотехнологии и перспектив развития процесса подготовки горных пород к выемке при разработке сложноструктурных природных массивов, гипотез и механизмов разрушений горных пород; разработке концепции управления качеством минерального сырья на этапе подготовки к выемке горных пород с учетом требований кондиций; разработке методики оценки показателей потерь и разубоживания сложноструктурных месторождениях (участков); постановке и проведении экспериментов; обработке экспериментальных данных и инструментальных замеров воздействия взрывных волн; анализе и обобщении полученных результатов; разработке алгоритма выбора технологии и параметров подготовки пород к выемке с учетом качества минерального сырья, спектра товарной продукции, технологических требований и условий безопасности; в разработке и технико-экономическом обосновании эффективности внедрения технологических рекомендаций.

Теоретическая значимость работы заключается в развитии методологии управления качеством минерального сырья и научном обосновании новых геотехнологических решений и рациональных параметров подготовки к выемке пород природных массивов для эффективного функционирования горнопромышленных предприятий.

Практическая значимость результатов исследования состоит в разработке рекомендаций по выбору и обоснованию параметров технологии подготовки к выемке минерального сырья при открытой разработке сложноструктурных месторождений. Рекомендации были реализованы при разработке месторождений строительных материалов (известняковые, доломитовые, мраморные и гранитные) и декоративного камня (мраморные и гранитные), угольных и рудных (железорудные).

Реализация выводов и рекомендаций. Результаты, научно-практические и технологические рекомендации диссертации приняты к использованию при

обосновании проектных решений для взрывной и механической подготовки в период строительства и эксплуатации карьеров ПАО «ММК», АО «Михеевский ГОК», АО «Талдинская горная компания», АО «Орское карьероуправление», АО «ЮГК», ООО «РИФ» и ООО «РИФ-Микрорамор» и др. Эффективность разработанных технологических решений и рациональных параметров подготовки пород к выемке подтверждена соответствующими актами внедрения с достигнутыми экономическими эффектами.

Также, основные научные положения и практические решения диссертации использованы в научно-методическом обеспечении учебного процесса по дисциплинам: «Управление качеством рудопотока на открытых горных работах», «Планирование открытых горных работ», «Технология и безопасность взрывных работ», «Рациональное использование природных ресурсов», «Разработка рудных и угольных месторождений» специальности 21.05.04 – Горное дело, специализации «Открытые горные работы», при подготовке курса «Спецдисциплина» для аспирантов по специальности 2.8.8 «Геотехнология, горные машины».

Апробация работы. Результаты исследований и основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на международных и межрегиональных конференциях и симпозиумах: «Неделя горняка» (Москва, 1999 г.); «Технология и безопасность взрывных работ» (Екатеринбург, 2017, 2021, 2023 гг.); «Комбинированная геотехнология» (Магнитогорск, 2019, 2021, 2023 гг.); «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (Магнитогорск, 2012, 2015, 2019-2023 гг.); «Добыча, обработка и применение природного камня» (Магнитогорск, 2008, 2015, 2016, 2018 гг.); на заседаниях технических советов АО «Михеевский ГОК», ГОП Рудник ПАО «ММК», АО «Талдинская горная компания», АО «Орское карьероуправление», ООО «РИФ», ООО «РИФ-Микрорамор»; научно-технических семинарах докторантов ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (Магнитогорск, 2020-2023 гг.).

1 ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА И АНАЛИЗ ТРЕНДА НАПРАВЛЕНИЙ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ГОРНЫХ ПОРОД СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

1.1 Современное состояние и перспективы совершенствования процесса подготовки к выемке горных пород сложноструктурного массива

Ежегодный прирост мирового объема добычи полезных ископаемых в последнее десятилетие составляет 10% в год, т.е. около 500 млрд т, а годовой объем выемки вскрышных и вмещающих пород превышает 800 млрд т [44].

Научно-технический прогресс и истощение «богатых» месторождений полезных ископаемых с простым геологическим строением предполагает освоение новых, более сложных и менее ценных. Так, например, в угольной отрасли доля продукции, произведенной на сложноструктурных месторождениях, расположенных в таких регионах как Республика Хакасия (Бейский угольный кластер – Восточно-Бейский, Кирбинский, Майрыхский разрезы и т.д.) и Республика Бурятия (Никольский разрез) к 2030 году вырастет в 3 раза и составит 11,7% [174].

Открытая геотехнология при отработке месторождений твердых полезных ископаемых представляет собой изменение в пространстве и во времени системы горно-геологических, технологических и технических условий, при которой большой объем породного массива подготавливается к выемке буровзрывным и механическим способами. Совершенствование открытой геотехнологии в первую очередь связано с эффективностью выполнения процесса подготовки пород к выемке скальных и полускальных массивов с крепостью более 6–8 по шкале проф. М.М. Протодяконова. Так, доля затрат в технологической цепочке процессов добычи на подготовку горных пород к выемке составляет более 20–30% [19]. Особенность процесса подготовки пород к выемке и ведения открытых горных работ за последние два десятилетия характеризуется следующими основными показателями [130]:

- объем добычи твердых полезных ископаемых увеличился почти в 1,5 раза (рисунок 1.1), при этом около 80% подготовка и выемка на карьерах глубиной более 300 м (рисунок 1.2);

- разработка сложноструктурных месторождений и локальных участков массива (изменение в плане и по глубине карьерного поля текстурно-структурных и физико-механических свойств, а также вещественного состава);
- прочностные свойства природного массива увеличились на 20–22%, повысилась обводненность на нижних горизонтах карьеров;
- возникла необходимость в заоткоске уступов и бортов карьеров и в снижении вредных воздействий взрывных работ.



Рисунок 1.1 – Динамика объемов добычи твердых полезных ископаемых России и бурения взрывных скважин

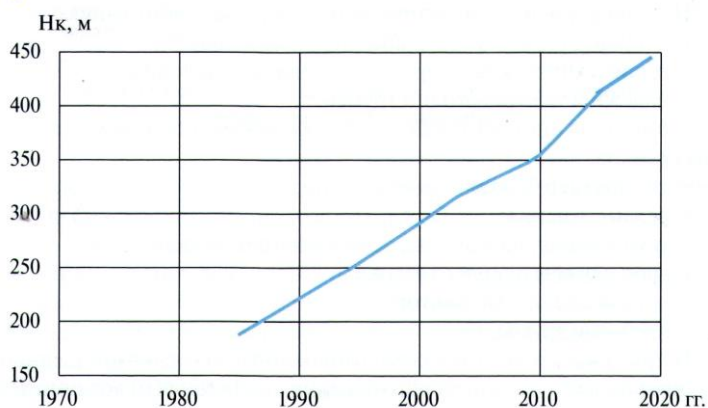


Рисунок 1.2 – Средневзвешенная глубина крупных российских карьеров

В связи с этим увеличились в среднем затраты на буровзрывные работы с 5–6 до 28–30% в общем объеме затрат на выемку горной массы [130].

Подготовка горных пород к выемке, как первичный процесс горно-обогатительного производства, является важнейшей составляющей частью технологии добычи и переработки минерального сырья, оказывающей влияние на все технические и экономические показатели последующих процессов технологической цепочки [107, 108, 224, 270].

В настоящее время на всех горнодобывающих предприятиях России остро стоит вопрос развития и совершенствования процесса подготовки горных пород к

выемке природных сложноструктурных массивов с точки зрения обеспечения качества минерального сырья на выходе технологической цепочки добычи и переработки [44, 269]. Так, в последние годы наблюдается тенденция открытой геотехнологии, которая сводится к тому, что недропользователь заинтересован в получении широкого спектра и ассортимента видов и сортов товарной продукции, где основной критерий – это получение максимальной прибыли от реализации готовой продукции [147]. То есть показатели качества минерального сырья определяют требования к обоснованию технологии и параметров подготовки на стадиях добычи и переработки.

Авторы [20, 24, 147, 177] утверждают, что показатели эффективности горно-перерабатывающих предприятий (производительность и себестоимость добычи, в том числе процесса подготовки 1 м³ горной массы) в первую очередь зависят от глубины открытых горных работ, т.е. от гидрогеологических и горнотехнических условий разработки (обводненность, физико-технические свойства горных пород, параметры вскрытия и системы разработки).

В работе [19] авторами отмечается, что с глубиной открытой геотехнологии повышается прочность скальных пород интенсивно до глубины 100–150 м и выше 150 м менее интенсивно. Также отмечается, что с увеличением глубины карьера уменьшается трещиноватость (увеличивается блочность), характеризующая текстурно-структурные свойства массива и анизотропию, что в условиях традиционной буровзрывной технологии подготовки пород к выемке ведет к увеличению кусковатости раздробленной горной массы (рисунок 1.3) и, как следствие, к снижению производительности комплекса горнотранспортного оборудования. Это ведет к тому, что при расчетах энергетических параметров взрывной подготовки (удельного расхода взрывчатого вещества) необходимо учитывать диапазоны изменения трещиноватости и прочностных характеристик пород массива от глубины открытой разработки.

Анализ фактических данных Института горного дела Кольского филиала РАН [19] зависимости удельного расхода ВВ от глубины разработки показал тенденцию к его увеличению (рисунок 1.4).

Прослеживается тенденция уменьшения фронта горных работ в карьерах глубиной от 100 до 400 м на 20–40 %, что приводит к уменьшению рядов до одного-трех и общего числа скважин в блоке и его объема при увеличении числа одновременно обуриваемых блоков на карьере и переход на каскадное взрывание [62]. Это приводит к снижению качества взрывной отбойки, повышаются требования к ширине развала горной массы при взрыве.

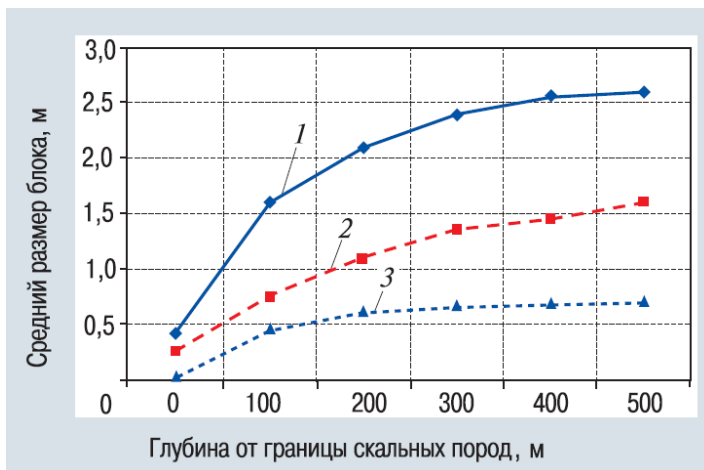


Рисунок 1.3 – Зависимость трещиноватости (блочности) пород месторождений железорудных руд от глубины карьера:

- 1 – магматические (Качканарское и Ковдорское);
- 2 – метасоматические (Соколовское, Сарбайское);
- 3 – метаморфогенные (КМА, Криворожское, Оленегорское)

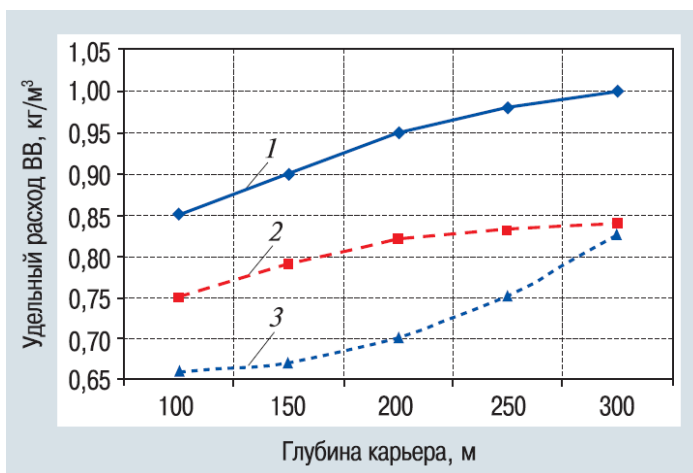


Рисунок 1.4 – Изменение удельного расхода ВВ от глубины карьера:

- 1 – Ковдорский ГОК;
- 2 – Оленегорский ГОК;
- 3 – Кировский рудник ОАО «Апатит»

В современных условиях ряд карьеров переходят на циклично-поточные и поточные технологии горных работ, где предъявляются более высокие требования к качеству взрывной подготовки. Так, кондиционные куски должны иметь размер 400 мм (90 % и более) и 250–300 мм (не менее 97 %) соответственно для циклично-поточной и поточной технологий.

В практике горного дела зарубежных стран (США, Перу, Чили, Австралия и Канада) прослеживается аналогичная тенденция открытой геотехнологии – переход на глубокие горизонты при разработке месторождений цветных металлов и угольных разрезов [43, 82, 100, 11,136, 206, 233].

В основе выбора и управление технологическими параметрами открытой геотехнологии лежат принципы, сформулированные В.В. Ржевским, А.И. Арсентьевым, В.С. Хохряковым [191, 274,275].

Основы теории проектирования горных предприятий сформированы и развиты в трудах А.А. Скочинского, К.Н. Трубецкого, М.Г. Потапова, Д.Р. Каплунова, Н.В. Мельникова, М.Г. Новожилова, С.Е. Гавришева, Яковлева В.Л. [238, 276-278].

Существенный вклад в решение проблем, возникающих по мере развития теории проектирования освоения недр в области открытых горных работ, внесли исследования Coleman L.L., Crickmer D. F., Katen K.P., Zegeer D.A., В.В. Агафонова, А.А. Пешкова, В.А. Галкина, С.Ж. Галиева, А.В. Гальянова, В.В. Истомина, Н.М. Качурина, В.С. Коваленко, Ю.И. Леля, С.И. Попова, М.Г. Потапова, А.В. Соколовского, Шешко Е.Ф, В.Л. Яковлева [4, 89, 279-286].

Теоретические и методические положения по повышению комплексности, качества и ценности товарной продукции сформулированы в трудах В.Б. Артемьева, П.П. Бастана, В.Ф. Бызова, Л.С. Виницкого, К.Е. Виницкого, С.В.Корнилкова, С.П. Куржея, И.П.Федотова, Р.Р. Шаль, М.И. Щадова [229, 286-292].

Таким образом, в условиях открытой геотехнологии обозначены следующие природные условия, технологические и технические факторы, влияющие на эффективность процесса подготовки при диктующих требованиях к качеству товарной продукции:

- изменение горно-геологических, технологических и технических условий с увеличением глубины открытой разработки и, как следствие, увеличение объема исходной информации;
- снижение трещиноватости и повышение прочности с увеличением глубины открытых горных работ, являющихся основными показателями, формирующими текстурно-структурные особенности природного массива;
- снижение качественных показателей минерального сырья (содержание основных полезных компонентов и вредных примесей);
- разработка месторождений со сложными горно-геологическими и сложноструктурными условиями;

- снижение степени дробления горных пород при взрывной подготовке с увеличением глубины открытой геотехнологии;
- постепенное техническое перевооружение горнодобывающих предприятий на современное отечественное и импортное горное оборудование;
- изменение технико-экономических условий.

Поэтому важным условием при обосновании открытой геотехнологии на стадии подготовки и определении рациональных параметров БВР с учетом данных факторов является адаптация и совершенствование современных методик проектирования параметров и организация ведения буровзрывных работ при открытой разработке месторождений рудных и нерудных полезных ископаемых. На рисунке 1.5 представлена схема современной организации процесса буровзрывной подготовки при открытой разработке месторождений.

В настоящее время в России почти все месторождения строительных нерудных материалов подготавливаются к выемке с применением буровзрывных работ. В большинстве случаев это сложноструктурные месторождения, где при их разработке действие взрыва характеризуется специфическими особенностями, что осложняет создание единой физической модели процесса разрушения дифференцируемых массивов, слагающих горных пород.

Анализ ранее выполненных исследований свидетельствует, что разрушаемые рудные и нерудные природные массивы характеризуются сложными текстурно-структурными особенностями геологического строения (содержание полезного компонента в объеме, пространственная система трещин, включения вмещающих и вредных пород и т.д.). Так, при выполнении годовых объемов более 10 млн т подготовки скальных массивов существенное влияние на эффективность буровзрывных работ оказывают их текстурно-структурные особенности [87, 101, 106, 107, 108, 138, 253, 255].

Для строительных материалов, где осуществляется буровзрывная подготовка, современный этап разработки месторождений характеризуется: изменением объемов выемки в зависимости от спроса на ассортимент и вид товарной продукции предприятия; изменением пространственных параметров карьера (глубина, высо-

та уступа, параметры рабочей зоны); изменением в сторону увеличения крепости и плотности с глубиной.

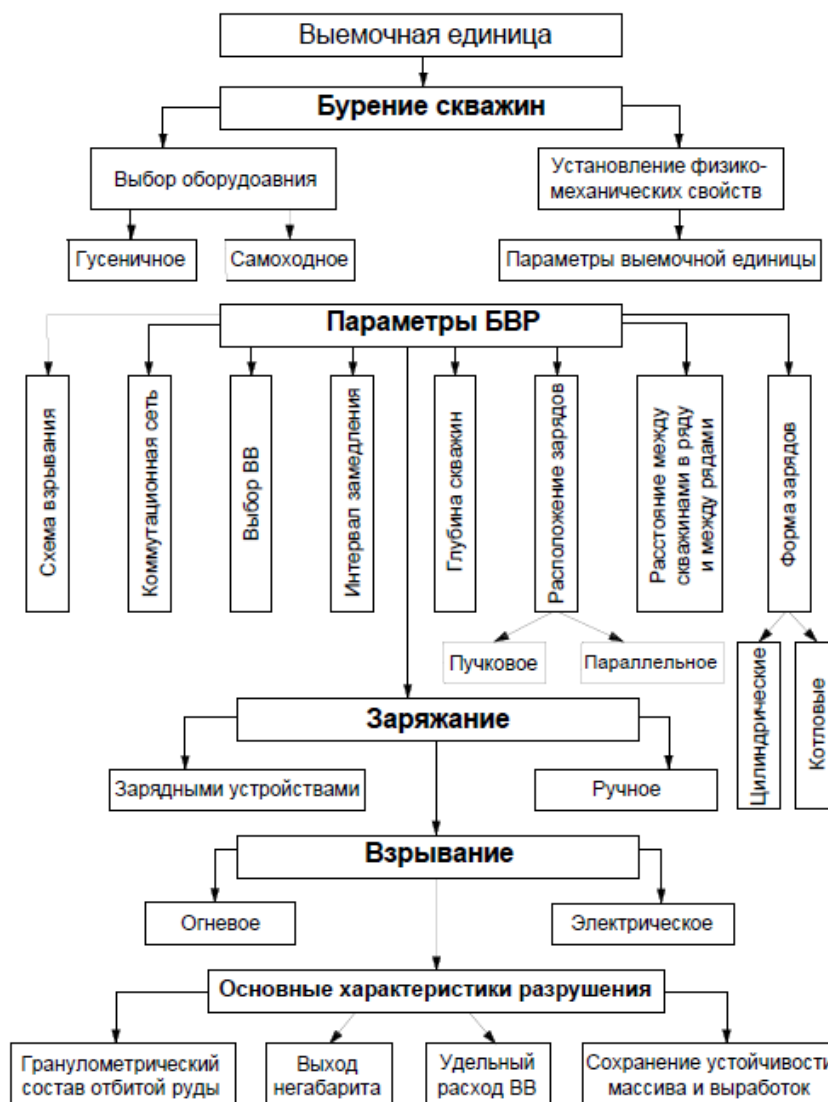


Рисунок 1.5 – Схема организации процесса буровзрывной подготовки при открытой геотехнологии

Анализ ранее выполненных исследований свидетельствует, что разрушаемые рудные и нерудные природные массивы характеризуются сложными текстурно-структурными особенностями геологического строения (содержание полезного компонента в объеме, пространственная система трещин, включения вмещающих и вредных пород и т.д.). Так, при выполнении годовых объемов более 10 млн т подготовки скальных массивов существенное влияние на эффективность буровзрывных работ оказывают их текстурно-структурные особенности [87, 101, 106, 107, 108, 138, 253, 255]. Для строительных материалов, где осуществляется буровзрывная подготовка, современный этап разработки месторождений характеризу-

ется: изменением объемов выемки в зависимости от спроса на ассортимент и вид товарной продукции предприятия; изменением пространственных параметров карьера (глубина, высота уступа, параметры рабочей зоны); изменением в сторону увеличения крепости и плотности с глубиной.

В области разрушения сложноструктурных массивов взрывным способом выполняются достаточно большие объемы научно-практических и теоретических исследований. Однако, как уже было отмечено ранее, действие взрыва, особенно в неоднородных дифференцированных средах, до настоящего времени недостаточно изучено с точки зрения интенсивности дробления и качества товарной продукции, т.к. учесть всю совокупность факторов (структуру и свойства разрушаемой среды, свойства и характеристики взрывчатых материалов) практически не возможно.

Таким образом, основной целью подготовки горных пород к выемке в современных условиях добычи минерального сырья является обеспечение требуемого кондиционного куска, технической возможности для улучшения условий последующих технологических процессов, безопасности ведения горных работ и качества добываемого сырья [190]. В данном аспекте под подготовкой пород к выемке природных сложноструктурных массивов понимается разупрочнение и изменение их состояния, разрушение (разрыхление) и другие виды воздействия для выполнения последующих процессов их разработки при открытой геотехнологии [106].

В последнее десятилетие отечественная горная промышленность ознаменовалась стремительным скачком в области взрывного дела, где большее внимание уделяется научному подходу для решения горнотехнических задач, связанных с ведением взрывных работ, перенимаются технологии, достижения и опыт зарубежных компаний, которые с успехом осваиваются и широко применяются на карьерах Российской Федерации. Так, многолетний опыт изготовления и использования бестротилового эмульсионного взрывчатого вещества (ЭВВ) сначала в странах дальнего зарубежья, а затем в России, безусловно, подтверждает их технологические и технико-экономические преимущества в сравнении с тротилсодержащими рассыпными ВВ заводского изготовления типа гранулолола, граммонитов и др. [12, 109, 110, 135, 253]. В настоящее время большинство месторождений Южного Урала, представленные в таблице 1.1, при применении буровзрывной подго-

товки используют следующие типы ЭВВ: «Сибирит-1000 и 1200»; АС-25П, Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис» и др. [63].

На месторождениях Южного Урала, где добываются руды черных и цветных металлов, известняково-доломитовые и строительные материалы, уголь и другие полезные ископаемые, взрывная подготовка при открытой геотехнологии осуществляется более чем на 120 карьерах и разрезах с общим годовым объемом, превышающим 70 млн м³ и расходе взрывчатых веществ свыше 60 тыс. т.

Таблица 1.1 – Современные типы эмульсионных ВВ, средств инициирования и основные параметры буровзрывных работ на карьерах Южного Урала

Карьер (предприятие)	Применяемое ЭВВ	Коэффициент крепости	Удельный расход, кг/м ³	Диаметр скважин, мм	Сетка скважин, м	Средства инициирования (СИ)
Железорудные месторождения						
Теченский	Сибирит 1200; Сибирит 2500 РЗ; АС-25П	10-14	0,96-1,4	178; 252	4,5×4,5; 6,5×6,5	СИНВ; Коршун; Нонэль; ДШ
Туканский, Верхне- Карадинский	Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис»	10	0,54-0,71	110	3,8×3,8	Коршун; Примадет; Эксэл; ДШ
«Малый Куйбас»	Сибирит-1000 Сибирит-1200	8-18	0,98-1,4	250	8×7,5; 7,5×6,5 6,5×5,5	Примадет; Рионель; Нонель; Эдилин; ДШ
«Подотвальное»	Сибирит; «Фортис»	8-18	0,98-1,4; 0,8-1,07	250	8×7,5; 7,5×6,5 6,5×5,5	Примадет; Рионель; Нонель; Эдилин; ДШ
Месторождения цветных металлов						
Султановский	«Нитронит»; «Фортис»	6-15	1,34-1,74; 1,1	110-170	от 3,2×3,2 до 5,4×5,4	Коршун; Примадет; Эксэл
Михеевский	Сибирит 1200; Сибирит 2500-РЗ; АС-25П; «Игданит П»; Гранулит НП	12-15	1,02-1,35	140-250	от 3,6×3,6 до 6,4×6,4	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель
Ганеевский	Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис»	10	0,54-0,71	110	3,2×3,2	Коршун; Примадет; Эксэл

Известняковые, доломитовые месторождения						
Худолазский	АС-25П; «Фортис»	6-10		110; 250	3,4×3,4; 6,8×6,8	СИНВ; Коршун; ДШ
Ириклинский	АС-25П; «Фортис Эдван- тедж 100»	8	0,55; 0,51	127	-	Эдилин;; Коршун
Северо- Кизильский	Эмуласт АС-30; «Эмульсен И- 90»	10	1,0	110	3,2×3,2	Эдилин;; Коршун
Агаповский	Сибирит; «Фортис»	10	0,65-0,8; 0,7-1,1	230; 250	6,4×6,4; 6,8×6,8	Примадет; Рионель; Нонель; ДШ
Суюш	Эмуласт АС-30 ФП-90	10	0,8; 2,0	110	2,8×2,8	Эдилин; СИНВ; ДШ
Южно- Кандуровский	АС-25П; Сибирит	2-4	0,88-0,91	110	3,0×3,0	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель
Биянковский		8-12	0,6; 0,7	110; 225	3,4×3,4; 6,8×6,8	СИНВ; Коршун; ДШ
Лисьегорский	Сибирит; «Фортис»	10	0,65-0,8; 0,7-1,1	230; 250	6,0×6,0 6,4×6,4	Примадет; Рионель; Нонель; Эдилин; ДШ
Месторождения строительных материалов						
Гудроновский	Эмуласт АС-30 ФП; АС-25П; «Фортис»	14		220; 250	5,8×5,8 6,2×6,2	Эдилин; ДШ
Ново- Петровский	«Фортис-1»; Эмульсолит П- А-20; Игданит	8-14	0,81-1,03; 0,7-1,58; 0,66-1,03	220; 250	5,8×5,8 6,2×6,2	Эдилин; ДШ; Кор- шун; Эксэл
Абзаковский	Эмуласт АС-30; «Эмульсен И- 90»	8	1,0	110	3,0×3,0	Эдилин;; Коршун
Аргаяшский	АС-25П; Сибирит	12-15	1,01-1,39	220	от 3,2×3,2 до 5,7×5,7	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель
Еленинский	АС-25П; Сибирит	8	1,01-1,39	115-130	от 3,2×3,2 до 5,7×5,7	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель
Гранитный (ООО «Пром- Актив»)	АС-25П; Сибирит	12-16	0,83-1,0	170; 220; 252	от 4,1×4,1 до 6,5×6,5	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель
«ЮжУралгипс»	АС-25П; Сибирит	8	0,62	150	5,0×5,3	ДШ; Эди- лин; СИНВ; Нонель

Медногорский	АС-25П; «Фортис»; Эмульсолит П- А-20	12-14	0,8-1,0; 0,85-1,2; 0,6-0,65	110; 130; 170	3,0x3,0; 3,5x3,5; 4,5x4,5	ДШ; Коршун
Магнитогорский гранитный	АС-25П; Сибирит	10-13	0,83-1,0	140; 170; 220	от 3,8x3,8 до 6,5x6,5	ДШ; Эдлин; СИНВ; Нонель
Гумбейский	АС-25П; Сибирит	10	0,84-1,07	110; 220	от 3,2x3,2 до 5,9x5,9	ДШ; Эдлин; СИНВ; Коршун; Нонель
Верхне- Ятвинский	Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис»	10	0,54-0,71	110	3,2x3,2	Коршун; Примадет; Эксэл

Горные породы месторождений представлены вулканическими и осадочными скальными разновидностями с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова $f = 6-18$. Применяется уступная отбойка до 15 м со следующими параметрами буровзрывной подготовки: углы откосов 60–80°; диаметры скважин 110-250 мм; перебур от 1,0–2,0 до 3,0–3,5 м; коэффициент заполнения скважин зарядом ВВ составляет 50–68%; расстояния между скважинами изменяются в диапазоне 3–8 м; линия сопротивления по подошве (ЛСПП) составляет 4–9 м; удельный расход ВВ (в зависимости от типов ВВ и ЭВВ) в пределах 0,5–1,53 кг/м³.

Почти все предприятия применяют неэлектрические системы инициирования «Нонель», «Эксэл», «Коршун», «СИНВ» и «Искра» либо детонирующий шнур ДШЭ-12 и ДШВ. При использовании ДШЭ-12 и ДШВ короткозамедленное взрывание (КЗВ) обеспечивается пиротехническими реле РП-Н, РП-Д и РПЭ-2 с интервалом замедления 20-50 мс. При использовании НСИ для КЗВ средства инициирования внутрискважинные и поверхностные с интервалами замедления соответственно 450, 475, 500 мс и 25, 42, 67 мс.

Как уже было отмечено, на карьерах Уральского региона используются ЭВВ («Сибирит-1000 и 1200»; АС-25П, Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис»), которые изготавливаются на стационарных и мобильных технологических комплексах согласно ТУ [234-237]. ЭВВ представляют четвертый этап развития водосодержащих взрывчатых веществ (ВВВ), получаемые на основе эмульсии обратного типа (капельки водного раствора аммиачной селитры (АС) в масле) [157, 238]. ЭВВ – это разновидность взрывчатых смесей, отличающихся от смесей АС-ДТ

тем, что жидкое горючее покрывает тонкой пленкой капли насыщенного водного раствора селитры. В одной частице селитры содержится более 10^9 атомов. Размер частиц равен $2 \cdot 10^{-6}$ м, такие эмульсии обладают высокой водоустойчивостью и физической стабильностью, но низкой чувствительностью к детонатору. Сенсибилизация эмульсии на открытых горных предприятиях производится введением в состав газогенерирующей добавки.

На рисунках 1.6 – 1.11 представлены результаты выполненного анализа расчетных параметров БВР карьеров Южно-Уральского региона в виде аппроксимированных зависимостей. На основании рассмотренных типовых проектов (проектов на массовые взрывы) соответственно на рудных (медно-цинковых и железорудных) и нерудных (строительных) месторождениях готовой продукцией для пород вулканического происхождения является щебень и для осадочных пород кальциевой группы (Са) является как щебень, так и блок.

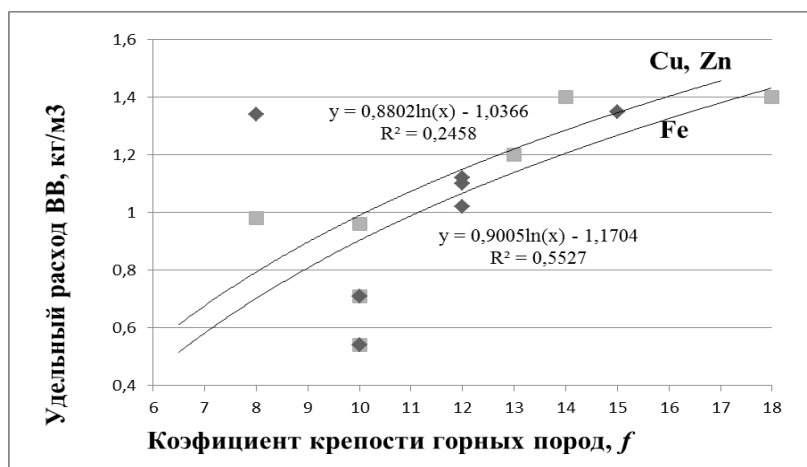


Рисунок 1.6 – Зависимость удельного расхода ВВ от коэффициента крепости на медно-цинковых и железорудных месторождениях Южного Урала

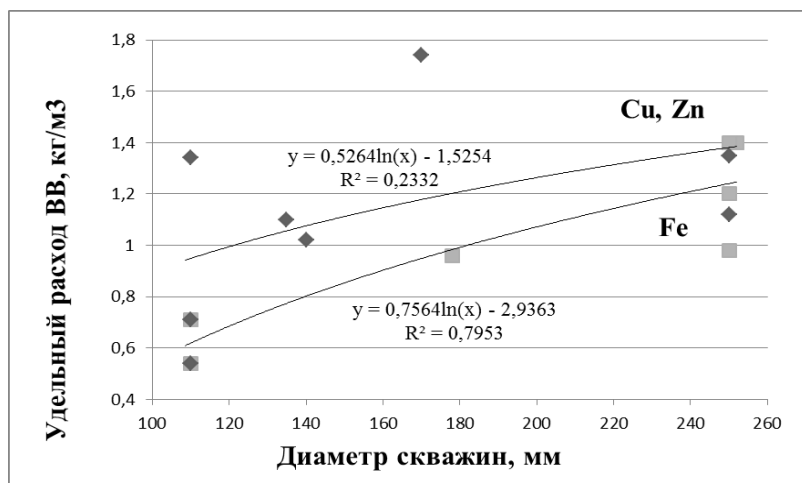


Рисунок 1.7 – Зависимость удельного расхода ВВ от диаметра скважинного заряда ВВ на медно-цинковых и железорудных месторождениях Южного Урала

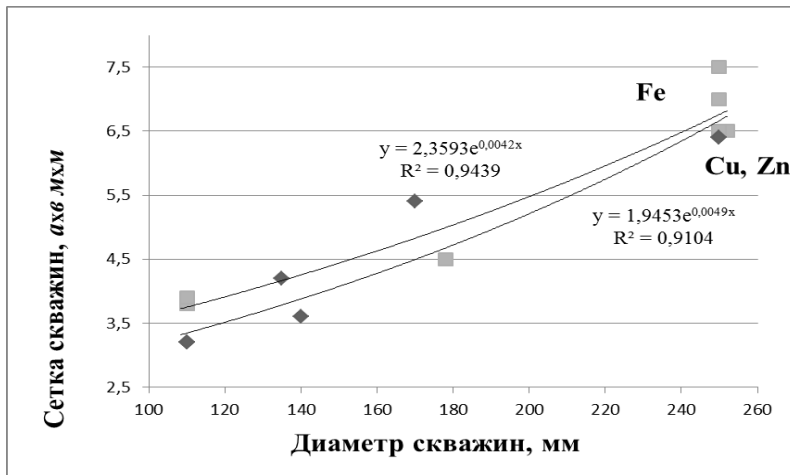


Рисунок 1.8 – Зависимость сетки скважин от диаметра скважинного заряда ВВ на медно-цинковых и железорудных месторождениях Южного Урала

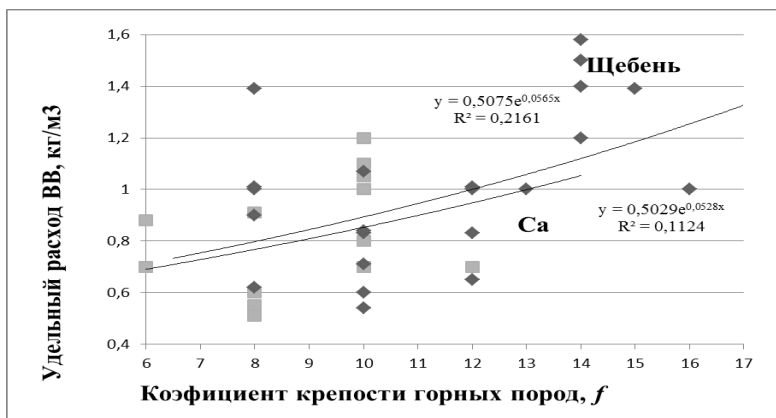


Рисунок 1.9 – Зависимость удельного расхода ВВ от коэффициента крепости на нерудных (строительных) месторождениях Южного Урала

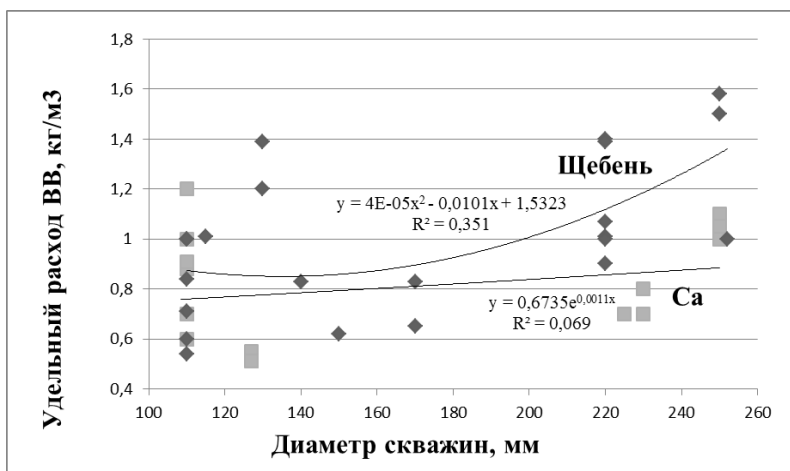


Рисунок 1.10 – Зависимость удельного расхода ВВ от диаметра скважинного заряда ВВ на нерудных (строительных) месторождениях Южного Урала

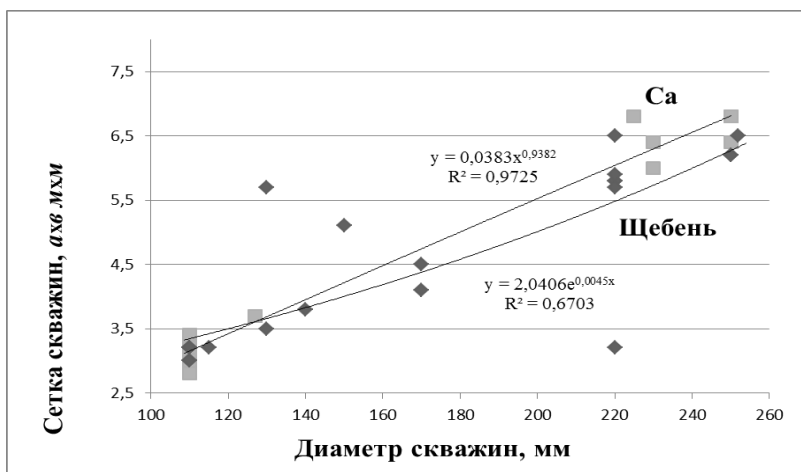


Рисунок 1.11 – Зависимость сетки скважин от диаметра скважинного заряда ВВ на нерудных (строительных) и железорудных месторождениях Южного Урала

Наиболее значимыми для повышения эффективности процесса подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья являются следующие технические, технологические и организационные факторы и их решения (таблица 1.2):

- переход от простейших тротилосодержащих ВВ на эмульсионные ВВ;
- переход от ручного заряжания на механизированный способ с применением зарядных машин;
- переход от передачи импульса ВВ с помощью детонирующего шнура на электронное взрывание и неэлектрические средства инициирования;
- переход от группового замедления на скважинное и внутрискважинное замедление;
- обоснование технологии подготовки и оптимизация параметров БВР с учетом требований недропользователя к качеству товарной продукции и текстурно-структурных условий сложноструктурного массива на стадиях разведки, проектирования и эксплуатации месторождения;
- применение механического способа подготовки пород к выемке в сложных контактных зонах и при разделке негабарита вместо шпурового;
- оптимизация методик расчета параметров буровзрывной подготовки с учетом комплекса факторов: геологических, горнотехнических, безопасности и экологических, а также свойств и характеристик ВВ.

Таблица 1.2 – Систематизация основных факторов (технические, технологические и организационные) для повышения эффективности процесса подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья

Условия и факторы, характеризующие технологию подготовки горных пород к выемке	Технические, технологические и организационные решения для повышения эффективности процесса подготовки природного массива к выемке	Оценка качественных и количественных показателей технологии подготовки к выемке
1. Изменение по глубине и в плане карьерного поля структурных особенностей, физико-мех. свойств (прочность, крепость, плотность), вещественного состава (сортность, вредные включения, грансостав) породного массива месторождения	Выбор технологии и параметров подготовки пород к выемке, адаптированных к изменяющимся условиям на всех стадиях освоения месторождения (разведка, проектирование и эксплуатация)	Совершенствование технологии и оптимизация параметров процесса подготовки пород к выемке (БВР: сетка скважин, конструкционные и энергетические параметры скважинного заряда) и адаптация традиционных методик их расчета с учетом изменяющихся условий

2. Рост обводненности месторождения (зарядка и взрывание обводненных скважин)	Переход на новые рецептурные составы водосодержащих водостойчивых ВВ (ВВВ) и эмульсионных (ЭВВ)	Совершенствование технологии и оптимизация параметров БВР за счет применения ВВВ и ЭВВ с их улучшенными и адаптированными характеристиками и химико-технологическими свойствами
3. Рост объемов подготовки пород к выемке	Переход от ручного заряжания на механизированный способ с применением зарядных машин (механизация процесса подготовки)	Снижение трудоемкости работ, повышение безопасности при обращении с ВВ и, как результат, производительности труда в 3-5 раз
4. Факторы безопасности при взрывной подготовке на прилегающие охраняемые объекты (разлет осколков, сейсмический и УВВ эффект, газовый фактор)	Переход от группового замедления на скважинное и внутрискважинное замедление	Обеспечение условий безопасности по поражающим факторам (разлет осколков, сейсмический и ударно-воздушный волновой эффект, газовый фактор)
5. Рост опасности доставки ВВ заводского изготовления	Переход от опасных в обращении и транспортировании тротилосодержащих ВВ на ЭВВ из невзрывчатых компонентов матричной эмульсии, изготавливаемых в процессе заряжания скважин смесительно-зарядными машинами (СЗМ) под столб воды	Снижение затрат в 2—3 раза на взрывчатые материалы, повышение безопасности при транспортировании и зарядке ЭВВ, сокращение обслуживающего персонала
6. Рост некондиционных фракций во взорванной горной массе	Совершенствование способов и методов управления энергией взрыва (геометрические, конструкционные и энергетические параметры скважинных зарядов)	Увеличение выхода кондиционных фракций на 30-40 % за счет снижения зоны нерегулированного дробления
7. Рост затрат на этапе подготовки горных пород к выемке при отработке контактных зон полезного ископаемого с вмещающими породами и вредными включениями	Выбор технологии (взрывная и безвзрывная) и параметров подготовки к выемке горных пород на более рациональные на стадии проектирования технологических взрывов в период эксплуатации месторождения	Улучшение и стабилизация показателей качества БВР (потери и разубоживание) за счет учета текстурно-структурных особенностей массива, прочностных свойств горных пород
8. Обеспечение требуемого фракционного состава взорванной горной массы	Совершенствование способов и методов управления энергией взрыва (геометрические, конструкционные и энергетические параметры скважинных зарядов)	Достижения необходимой степени дробления горных пород и снижение затрат на БВР за счет совершенствование технологии разрушения, способов и методов управления энергией взрыва
9. Рост выхода негабарита и затрат на его дробление	Переход от взрывного дробления негабарита (шпуровые и накладные заряды) на механическое с применением гидромолотов среднего и тяжелого классов	Повышение безопасности и снижение затрат на разделку на 30-40%

Таким образом, в результате проведенного анализа выявлены и систематизированы основные факторы (технические, технологические и организационные) повышения эффективности процесса подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья. Обозначены способы, технические и технологические решения процесса подготовки пород к выемке природного сложноструктурного массива на современном этапе развития горно-перерабатывающих предприятий, позволяющие компенсировать негативное воздействие с точки зрения безопасности, повышать качество товарной продукции и технико-экономические показатели комплекса буровзрывных работ.

В связи с устойчивой тенденцией увеличения масштабов производства горных работ и, как следствие, ростом объемов подготовки пород к выемке с помощью буровзрывных работ повышение эффективности функционирования горнодобывающих предприятий возможно при управлении энергоемкостью процессов разрушения и дробления на стадиях добычи и переработки минерального сырья.

1.2. Оценка энергоемкости процессов подготовки горных пород на стадиях добычи и переработки минерального сырья

Эффективность горнодобывающего предприятия напрямую зависит от эффективности расходования ресурсов на технологические процессы. Процесс подготовки пород к выемке традиционно не рассматривался как инструмент управления качеством, а лишь процессом, обеспечивающим кондиционные условия исходя исключительно из параметров горнотранспортного оборудования. При этом процесс подготовки определяют энергоемкость последующих технологических процессов добычи и переработки [19, 119, 151, 222, 223].

Исследованиями открытой геотехнологии и их процессов занимались следующие ученые: С.Е. Андреева, Ю.И. Анистратова, Е.Г. Баранова, Г.П., Демидюка, Н.Н. Казакова, Б.Н. Кутузова, Ю.И. Лель, Н.В. Мельникова, Г.Я. Новика, В.А. Олевского, В.А. Падукова, В.В. Ржевского, Н.Я. Репина и другие авторы. Направлением энергоемкости технологических процессов открытых горных работ занимались Б.П. Белых, И.П. Маляров, И.С. Олейников, В.К. Свердель, В.Н. Сытенкова, И.А. Тангаев, П.И. Тарасов и другие известные ученые. В их трудах рассмотрены

вопросы совершенствования всех технологических процессов горного производства с точки зрения их энергетических характеристик и сопротивляемости пород разрушению согласно общепринятым классификациям по буримости, взрываемости, экскавируемости и относительному показателю трудности разрушения.

Полезное ископаемое и вскрышные породы во всех процессах подготовки подвергаются разрушению, интенсивность которого пропорциональна израсходованной энергии. Грузопотоки полезного ископаемого на фабрике усредняются, а вскрышных пород – объединяются в отвальных объемах. Тем самым происходит объединение результатов деятельности единичных систем низшего уровня в конечный результат функционирования сложной геотехнической системы высшего уровня – горно-обоганительное производство.

В современной системе горно-обоганительного производства, потребляющего большое количество различных видов энергии, ее учет производится обобщенно и относится на единицу конечного продукта – 1 т руды или концентрата. Усредненные показатели удельных энергозатрат не позволяют осуществить их обоснованное нормирование и разрабатывать конкретные мероприятия по дифференцированному ресурсосбережению. В работе [213] показано, что минимум удельных энергетических затрат и минимальная себестоимость являются обобщенным критерием эффективности и оптимизации любого процесса и производства в целом. На рисунке 1.12 представлена схема энергетических и информационных потоков горно-обоганительного производства, где входящие всистему основные потоки обозначены линиями – ЭЭ, ДТ и ВВ (электрическая, тепловая и химическая (ВВ) энергии). В таком виде система может использоваться для оптимизации процесса по критерию минимума энергоемкости.

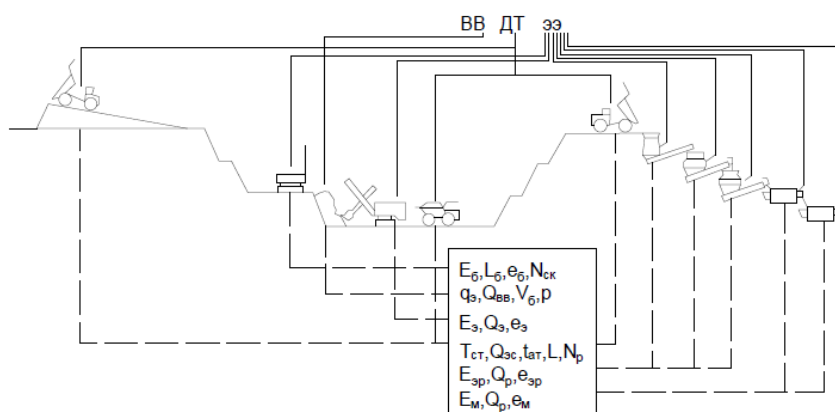


Рисунок 1.12 – Схема энергетических и информационных потоков горно-обоганительного производства

Текстурно-структурные свойства и вещественный состав полезного ископаемого является определяющим для технологии переработки. Так, крупность и прочностные свойства кусков горной массы определяют энергоемкость процесса подготовки на стадии обогащения, являющегося наиболее затратным при операциях механического дробления и измельчения (более 30–40% от общих затрат на технологию обогащения). Поэтому вопросы грансостава и других качественных характеристик минерального сырья являются весьма важными, особенно в условиях сложноструктурных месторождений, где товарная продукция горного предприятия представлена разными видами и сортами товарной продукции. В данных условиях при управлении качеством минерального сырья необходимо акцентировать внимание на процесс подготовки стадий добычи и переработки с учетом энергоемкости и изменения себестоимости всех производственных процессов.

На стадии дробления и измельчения руд вопросами ресурсосбережения занимались: И.Н. Артоболевский, К.В. Уралов, К.В. Фролов, В.Н. Потураев, В.И. Ревнивцев, Л.Б. Левенсон, Д.П. Беренов, В.Р. Кубачек, И.И. Блехман, Ю.Н. Панкратов, В.А. Петров, А.А. Першуков, О.П. Малюк, Г.В. Гапонов, Л.П. Зарогатский, И.М. Костин, Г.А. Финкельштейн, Э.А. Хопунов, В.А. Чантурия, С.Ф. Шинкаренко, СИ. Черных, В.П. Яшин и др.

На основании исследований проф. С.А. Гончарова [92] на горно-перерабатывающих предприятиях черной и цветной металлургии были получены укрупненные показатели энергоемкости процессов подготовки на стадии добычи (буровзрывное разрушение) и переработки (механическое дробление и измельчение) (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Энергоемкость процессов подготовки на стадиях добычи и переработки

Производственный процесс	Энергоемкость процесса, кВтч/т руды	Затраты на процессы, дол. США	
		На 1 т концентрата	На 1 т руды
Бурение	0,4-0,5	0,1-0,13	0,033-0,052
Взрывание	0,5-0,7	0,35-0,37	0,117-0,188
<i>Итого подготовка на стадии добычи</i>	0,9-0,12	0,45-0,5	0,15-0,24
Дробление	3,0-3,5	0,31-0,37	0,1-0,15
Измельчение	24-29	3,9-4,7	1,3-1,88
<i>Итого подготовка на стадии обогащения</i>	27-32,5	4,21-5,07	1,4-2,0

Получаем, что энергоемкость процесса подготовки на стадии переработки (механическое дробления и измельчение) в десятки раз выше, чем при буровзрывной подготовке на стадии добычи. Поэтому есть смысл пересмотреть традиционные требования к качеству взрывной отбойки и оценивать ее результаты по интегральному показателю, который будет более полно учитывать интересы обогатительного передела. Для этого необходимо, чтобы в условиях сложноструктурных месторождений появился реальный стимул к изменению сложившегося подхода к оценке открытой геотехнологии.

В работе И.П. Малярова [119, 120] показано, что обоснования технологии и горнотранспортного оборудования возможно на основе энергетического принципа, где энергопотребление процесса связано с производительностью оборудования по зависимости:

$$e = \frac{E}{Q}, \quad (1.1)$$

где e – энергоемкость, Дж/м³; E – энергия, Дж; Q – производительность оборудования в единицу времени, м³, т.

Таким образом, энергоемкость процесса является интегральным показателем, в котором отражены не только свойства объекта, но также параметры агрегата и процесса.

Полное представление о процессе как о физико-технической системе с внутренними и внешними энергетическими связями может быть получено на основе анализа его энергетических характеристик, представляющих собой статистические связи между расходом электроэнергии и производительностью агрегата. Определению энергетических характеристик посвящены исследования Б.П. Белых, В.К. Олейникова, И.С. Сверделя и др.

В работах [151, 152] выделены факторы, определяющие электропотребление механизмов, используемых для добычи и переработки полезных ископаемых.

Фундаментальные исследования в области определения и обобщения энергетических характеристик открытых горных работ проведены И.А. Тангаевым [222, 223]. Результаты его исследований заключаются в следующем.

В соответствии с концепцией квазихрупкого разрушения мерой сопротивляемости твердых тел, в том числе и твердых пород, является удельная поверхностная энергоемкость. Ее величина представляет физическую константу, не зависящую от нагрузок, формы и размера тела. Исходя из этой предпосылки, можно предположить, что сопротивляемость некоторого объема горной породы при бурении и взрыве, согласно закону Риттингера, будет пропорциональна степени дробления в этих процессах. Справедливость этого предположения была проверена и подтверждена в многочисленных экспериментах на карьерах различных отраслей горнодобывающей промышленности, в результате чего была установлена эмпирическая связь между удельной энергоемкостью шарошечного бурения и взрывного разрушения горных пород [106].

В результате масштабных исследований на карьерах и фабриках [106, 190], дополненных данными из научно-технической литературы, в таблице 1.4. приведены значения удельного энергопотребления в основных процессах добычи и рудоподготовки при открытом способе разработки месторождений в широком диапазоне прочностных свойств пород, позволяющие выделить наиболее энергоемкие процессы стадий добычи и переработки, к которым относятся транспортирование горной массы из карьера и измельчение.

Таблица 1.4 – Удельное энергопотребление по основным процессам добычи и рудоподготовки полезного ископаемого [106, 190]

Технологический процесс	Энергии	Единица измерения	Энергопотребление	
			фактическое	приведенное к МДж/т
Бурение (шарошечное)	Электрическая	кВт ч/м ³	0,1-0,2	0,14-1,6
Взрывание	Химическая, ВВ	кг/м ³	0,15 -1,5	0,23-2,3
Экскавация	Электрическая	кВт ч/м ³	0,15 -1,2	0,2-1,6
Транспорт*: - автомобильный	Тепловая	кг/ткм	0,11-0,15	19
- электровозный	Электрическая	кВт ч/ткм	0,3-0,5	11
- конвейерный	Электрическая	кВт ч/ткм	0,2-0,3	6
Дробление	Электрическая	кВт ч/т	0,7-1,6	1,8-5,9
Измельчение	Электрическая	кВт ч/т	6-25	22-90

* При транспортировании 1 т груза на высоту 1 м.

Процесс буровзрывной подготовки включает в себя бурение и разрушение массива взрывом, где энергоемкость обуривания 1 м³ разрушаемого массива, МДж/м³, определяется по зависимости:

$$e_{об} = \frac{e_{\delta} \cdot L}{V} = \frac{e_{\delta}}{\varpi}, \quad (1.2)$$

где e_{δ} – энергоемкость бурения 1 м скважины, МДж/м; L – глубина скважины, м; V – объем скважины, м³; ϖ – выход горной массы с 1 погонного метра, м³/1 п.м.

Энергоемкость взрывного дробления, МДж/м³, определяется по зависимости:

$$e_{\varepsilon} = \varepsilon \cdot q, \quad (1.3)$$

где ε – удельная энергия ВВ, МДж/кг; q – удельный расход ВВ, кг/м³.

Таким образом, энергоемкость процесса буровзрывной подготовки горной массы к выемке определяется по зависимости

$$e_n = e_{об} + e_{\varepsilon}, \text{ МДж/м}^3 \quad (1.4)$$

Подготовкой на стадии обогатительного передела являются процессы дробления и измельчения, где основными технологическими показателями процесса являются степень дробления продукта и энергоемкость. Степень дробления принято определять рядом соотношений, в частности:

$$i = \frac{D_{cp}}{d_{cp}} \quad (1.5)$$

где D_{cp} , d_{cp} – средневзвешенные диаметры кусков соответственно исходного материала и продуктов дробления, мм.

Или соотношением
$$i = \frac{D_f}{d_f}, \quad (1.6)$$

где D_f , d_f – размер ячейки грохота, через которую проходит n , %, соответственно исходного материала и продукта дробления.

Различают следующие стадии дробления процесса подготовки в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов (таблица 1.5).

Таблица 1.5 - Стадии дробления процесса подготовки обогатительного передела в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов

Стадии дробления	D_{max}	d_{max}
Крупное дробление	500–1200	100–350
Среднее дробление	100–350	40–100
Мелкое дробление	40–100	5–30

Авторами работ [155, 156] предложена формула расчета производительности щековых дробилок с учетом физико-механических свойств перерабатываемого полезного ископаемого и параметров дробилки:

$$Q = k_f k_w k_{кр} (150 + 750B) L \delta_n b, \quad (1.7)$$

где k_f , k_w , $k_{кр}$ – поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно крепость, влажность и крупность исходного материала; B , L – ширина и длина приемного отверстия, мм; δ_n – насыпная плотность материала, т/м³; b – ширина выходной щели дробилки, м.

Для процессов дробления одной из важнейших характеристик горных пород является их прочность [156], характеризующаяся предельными напряжениями, которые могут быть созданы в опасном сечении куска породы при разного рода разрушающих воздействиях. Наиболее выгодным видом деформирования для разрушения горных пород является растяжение [222], однако по конструктивным соображениям в современной практике основным разрушающим воздействием является раздавливание.

В работах [119, 120, 156,] представлены результаты замеров усилий дробления в щековых и конусных дробилках с использованием тензометрического метода, но эти работы сводились к уточнению расчетных нагрузок в деталях дробилок, изучению энергоемкости процесса и кинетики дробилок.

Энергоемкость дробления может быть определена по формуле [156]:

$$e_{op} = \frac{5iZ_p \cdot H \cdot S \cdot n_o}{k_f k_{вл} k_{кр} (150 + 750B) \delta_n D_{max}}, \quad (1.8)$$

где i – степень дробления; Z_p – максимальная условная относительная крупность продукта дробления; H – высота неподвижной щеки дробилки, м; S – ход качания

щеки, мм; n_0 – число качаний щеки в минуту; k_f , $k_{вл}$, $k_{кр}$ – коэффициенты, учитывающие соответственно крепость, влажность и крупность исходного материала; B – ширина приемного отверстия, мм; δ_n – насыпная плотность материала, т/м³; D_{max} – наибольший размер куска в питании.

Карьерный транспорт и определение его энергоемкости несколько отличается от общего контекста открытой геотехнологии в связи со специфическими особенностями, которые свойственны только этому процессу:

- высокая мобильность;
- энергоемкость не зависит или частично зависит от физико-механических свойств и неоднородности горной массы;
- энергоемкость зависит от расстояния перевозки и разности вертикальных отметок уровней погрузки и разгрузки.

Так, расход энергии на подъем 1 т горной массы, кДж/тм, из карьера на высоту 1 м может быть подсчитан по формуле:

$$e_{am} = q_m Q_{om} / H_n \quad (1.9)$$

где q_m – удельный расход топлива, г/ткм; Q_{om} – теплота сгорания 1 кг дизельного топлива, кДж/г; H_n – высота подъема груза на 1 км карьерной автодороги, м.

При работе экскаватора в пределах свободного развала от действия первого ряда скважин возможно определять энергетические и временные параметры процесса только в зависимости от качества дробления (среднего диаметра куска d_{cp} и т.д.). С переходом к более связным участкам забоя начинает сказываться влияние коэффициента разрыхления.

Вследствие установленной [119] высокой корреляционной связи между удельной энергоемкостью и затратами времени на черпание (0,92-0,98), этот параметр был использован для более оперативной оценки качества подготовки забоя посредством хронометража.

Удельное время черпания t'_q , с/м³, с/т, определяется по следующим формулам:

$$t'_q = \frac{\sum t_q}{V}, \quad (1.10)$$

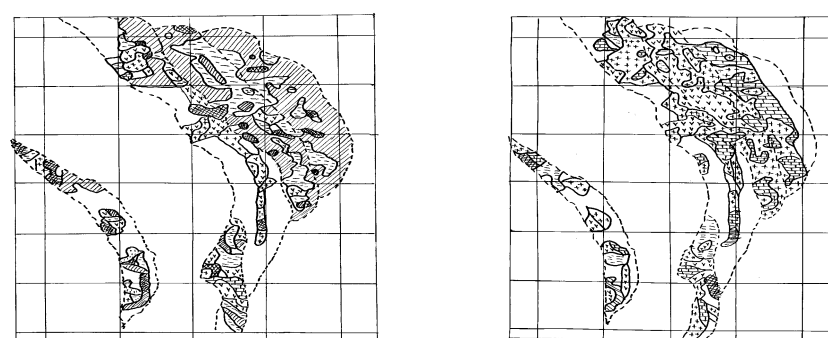
$$t'_q = \frac{\sum t_q}{P}, \quad (1.11)$$

где t_q – время черпания, с; V – емкость ковша, м³; P – грузоподъемность ковша, т.

Профессором И.А. Тангаевым [222, 223] были выполнены фундаментальные исследования в области обоснования эффективности энергоемкости процессов открытых горных работ. Но в применяемой им методике не учитываются структурная характеристика природного массива, как трещиноватость (блочность), являющаяся основной на сложноструктурных месторождениях.

В условиях рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых на примере карьеров ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат» – Малый Куйбас и Сибайского филиала ПАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат» - Худолазское месторождение известняков, авторами [213] были выполнены исследования энергоемкости процессов подготовки горных пород к выемке.

Установлено, что энергоемкость бурения изменяется от 0,9 до 8,1 кВт ч/м для пород, слагающих массив месторождения М. Куйбас соответственно с VIII по XIX категории пород по буримости. Выполнено районирование по глубине карьерного поля с учетом трещиноватости и буримости (рисунок 1.13), где верхние горизонты сложены в основном сильнотрещиноватыми породами, а с понижением горных работ трещиноватость снижается, и преобладают малотрещиноватые породы.



а

б

Категории пород по буримости

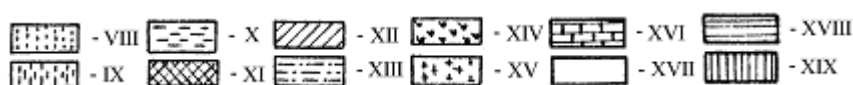


Рисунок 1.13 – Изменение энергоемкости бурения по глубине карьера
а – гор. +450; б – гор. +430

Аналогичные исследования проведены и на Худолазском карьере (таблица 1.6).

Таблица 1.6 – Энергоемкость бурения и блочность горных пород

Категория пород по блочности	Энергоемкость бурения на карьерах, кВт ч/м	
	Малый Куйбас	Худолазский
Мелкоблочные	0,9 – 2,5	0,8 – 2,0
Среднеблочные	2,6 – 4,0	2,1 – 3,5
Крупноблочные	4,1 – 8,1	3,6 – 7,3

Результатом исследований энергоемкости процесса взрывной подготовки на Худолазском месторождении известняка установлены зависимости степени взрывного дробления от блочности (рисунок 1.14), аппроксимированные зависимостью:

$$i = D_e(0,3 \cdot e_n + 1,74) + 0,61, \quad (1.12)$$

где i – степень дробления; D_e – средний размер естественной отдельности, м; e_n – удельные затраты энергии процесса подготовки горных пород к выемке, МДж/м³.

Установлено, что при увеличении энергоемкости процесса подготовки с 2 до 6 МДж/м³ степень взрывного дробления мелкоблочных горных пород возрастает с 1,1 до 1,5, среднеблочных – с 1,9 до 2,5, крупноблочных – с 3,2 до 5,0.

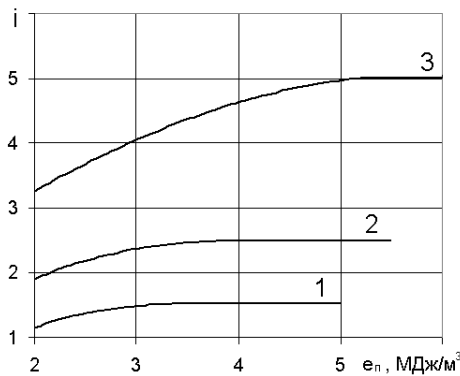


Рисунок 1.14 – Влияние энергоемкости на степень дробления в зависимости от блочности:

- 1 – мелкоблочные;
- 2 – среднеблочные;
- 3 – крупноблочные породы

Проведенные исследования на Худолазском месторождении известняков и карьере Малый Куйбас позволили установить зависимость удельных затрат энергии на обуривание ($e_{об}$), взрывного дробления (e_v), крупного дробления (e_d), экскавации (черпания) ($e_ч$) и транспортирования массива (e_T) горных пород различной блочности от среднего размера куска (рисунки 1.14 – 1.20).

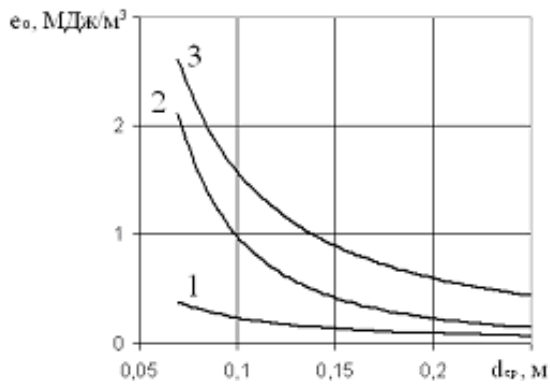


Рисунок 1.15 – Зависимость энергоемкости на обуривание от среднего размера куска:
1 – мелкоблочные; 2 – среднеблочные; 3 – крупноблочные породы

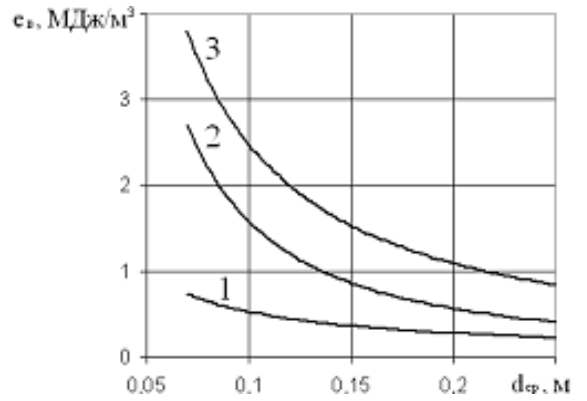


Рисунок 1.16 – Зависимость энергоемкости взрывного дробления от среднего размера куска:
1 – мелкоблочные; 2 – среднеблочные; 3 – крупноблочные породы

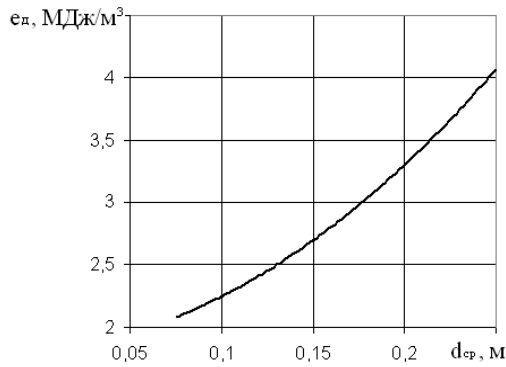


Рисунок 1.17 – Зависимость энергоемкости процесса крупного дробления от среднего размера куска

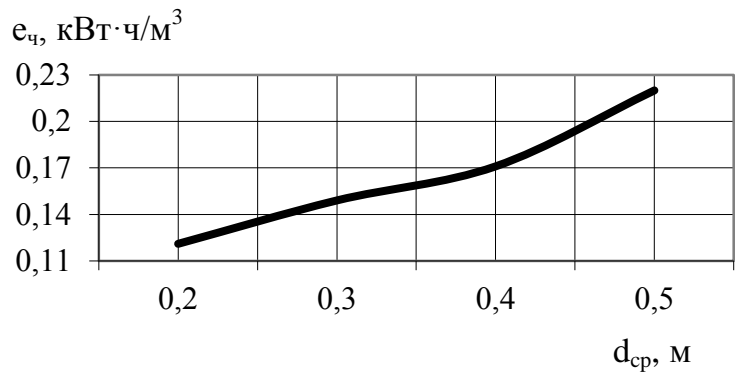


Рисунок 1.18 – Зависимость энергоемкости черпания экскаватора ЭКГ-5 от среднего диаметра куска

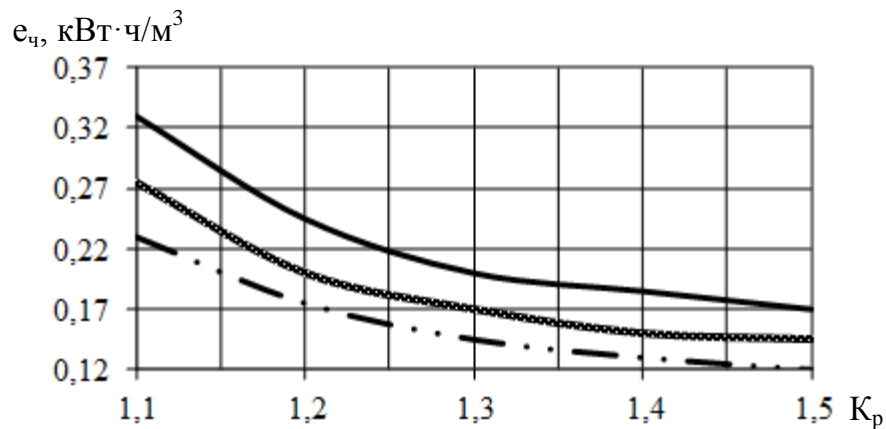


Рисунок 1.18 – Зависимость энергоемкости черпания экскаватора ЭКГ-5 от коэффициента разрыхления и качества дробления горной массы:
1 – при среднем диаметре 0,2 м; 2 – при среднем диаметре 0,3 м; 3 – при среднем диаметре 0,4 м

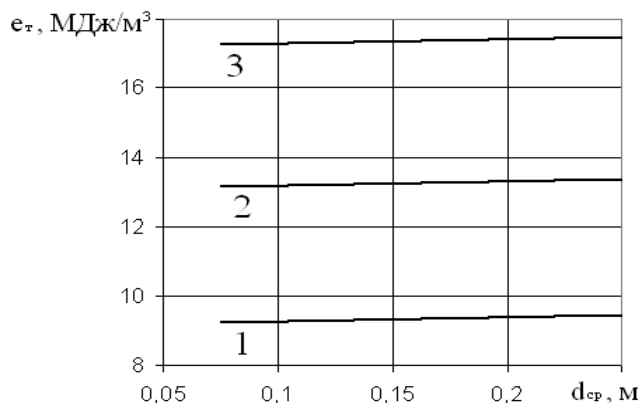


Рисунок 1.19 – Зависимость удельных затрат энергии транспортирования горной массы от среднего размера куска: 1 – БелАЗ-7540; 2 - БелАЗ – 7547; 3 – БелАЗ – 7555

Таким образом, исследования показали, что энергоёмкость процесса крупного дробления определяется гранулометрическим составом горной массы, где между средним размером куска и энергоёмкостью прослеживается прямо пропорциональная зависимость. Зависимость энергоёмкости черпания, находящейся в минимальной степени связности, количественно оцениваем через коэффициент разрыхления. Средний размер куска практически не влияет на энергоёмкость процесса транспортирования горной массы. Взаимосвязь среднего размера куска и энергоёмкости технологических процессов приведена в таблице 1.7.

Таблица 1.7 – Влияние среднего размера куска на энергоёмкость технологических процессов

Процесс	Уравнение
Бурение	Мелкоблочные: $e_{б.м.} = 0,01d_{ср}^{-1,37}$
	Среднеблочные: $e_{б.с.} = 0,008d_{ср}^{-2,12}$
	Крупноблочные: $e_{б.к.} = 0,063d_{ср}^{-1,40}$
Взрывание	Мелкоблочные: $e_{в.м.} = 0,06d_{ср}^{-0,94}$
	Среднеблочные: $e_{в.с.} = 0,05d_{ср}^{-1,5}$
	Крупноблочные: $e_{в.к.} = 0,16d_{ср}^{-1,19}$
Дробление	$e_{д.} = 31,4d_{ср}^2 + 13d_{ср} + 1,8$

При этом суммарная энергоёмкость в процессах горного производства имеет параболический вид (рисунок 1.21) и определяется энергоёмкостью процессов бурения и взрыва в аддитивной факторной модели: $e_{сумм} = e_{б} + e_{в} + e_{д}$, (1.13) где $e_{б}$ – энергоёмкость бурения, МДж/м³; $e_{в}$ – энергоёмкость взрыва, МДж/м³; $e_{д}$ – энергоёмкость дробления, МДж/м³.

Рациональной следует считать область значений, на которых функция принимает минимальные значения, т.е. $e_{сумм} = \sum e_i \rightarrow (\min \pm \Delta)$. (1.14)

Таким образом, определение параметров БВР в данной цепи процессов с учетом энергоёмкости и предъявляемых требований на последующих стадиях добы-

чи и переработки является ключевым и первичным звеном управления качеством минерального сырья и количества циклов стадии передела [221].

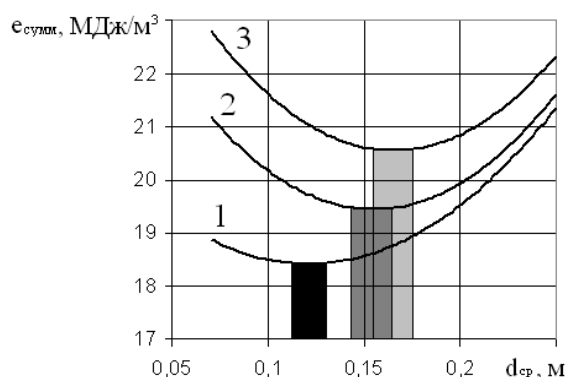


Рисунок 1.21 – Зависимость суммарной энергоёмкости от среднего размера куска: 1 – мелкоблочные; 2 – среднеблочные; 3 – крупноблочные породы

Подготовка пород к выемке на сложноструктурных месторождениях является весьма энергозатратным процессом, связанным с получением широкого спектра видов и сортов товарной продукции. Затраты энергии на разрушение и дробление горной массы в работе предлагается оценивать показателем **интегральная энергоёмкость процессов разрушения**, являющейся суммой энергоёмкости процессов подготовки горных пород на стадиях добычи и переработки:

$$e_{подг} = \sum_{i=1}^n e_{подгi}^{ОГР} + \sum_{j=1}^m e_{подгj}^{ОПИ} \rightarrow \min(\max) , \quad (1.15)$$

где $e_{подг}^{ОГР}$, $e_{подг}^{ОПИ}$ – соответственно энергоёмкость процессов подготовки на стадиях открытой геотехнологии и обогатительного передела, МДж/м³.

Анализ исследований при ведении взрывных работ на рудных и нерудных месторождениях Южного Урала для получения среднего размера куска от 250 до 750 мм показал, что интегральная энергоёмкость процессов разрушения изменяется более чем на 30% при изменении энергоёмкости взрывной подготовки на две-три единицы (рисунок 1.22).

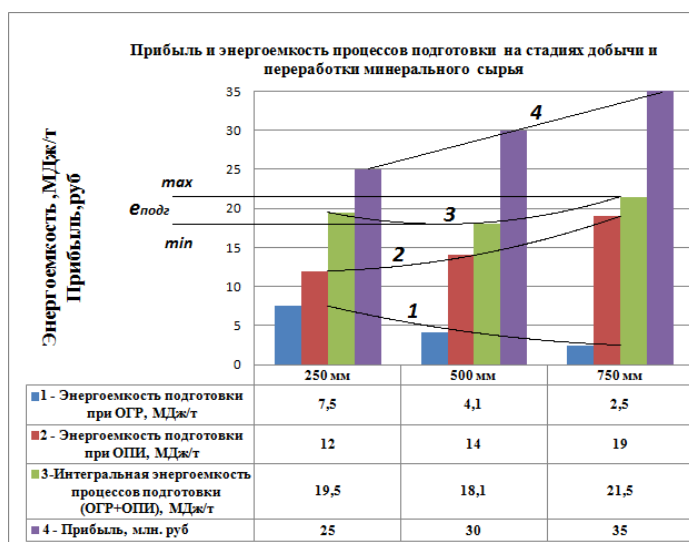


Рисунок 1.22 – Область регулирования энергоёмкости процессов добычи и переработки минерального сырья

Таким образом, в результате анализа энергоемкости всех технологических процессов открытой геотехнологии установлено, что процесс выемки и транспортирование следует считать условно-постоянными. При этом основная доля управляемых затрат относится к этапу дробления на стадии переработки и подготовки пород к выемке на этапе добычи. Повышение эффективности горных работ достигается выбором технологии и обоснования параметров подготовки к выемке сложноструктурных массивов на основе существующих методик и тенденций развития научно-методических основ.

1.3 Анализ методик и тенденций развития научно-методических основ выбора технологии и обоснование параметров подготовки к выемке природных массивов

В основе существующих методов определения технологии и параметров подготовки пород к выемке, в частности с помощью буровзрывных работ, и методов их оптимизации содержится определенное теоретическое представление о механизме разрушения горных пород взрывом. Все существующие на данный момент гипотезы дробления горных пород энергией взрыва (по типу поля) [151] основаны на идее симметрии распределения энергии, а именно:

- объемная;
- гидродинамическая;
- волновая;
- квазистатическая.

Объемная гипотеза разрушения Вобана (1669 г.) [152] это гипотеза воронки – «минных горнов», которая находится в самом начале эволюционного развития. Согласно данной гипотезе, заряды горнов, заложенных в одном и том же грунте и производящих подобные между собой воронки, пропорциональны кубам линии взрыва:

$$Q = mh^3, \quad (1.16)$$

где Q – масса заряда ВВ, кг; m – коэффициент, зависящий от степени сопротивления среды; h – линия взрыва (глубина заложения заряда), м.

То есть сопротивление взрыва прямо пропорционально объему разрушенной горной массы в пределах конусообразной воронки взрыва (рисунок 1.23):

$$Q = kV , \quad (1.17)$$

где Q – масса заряда, кг; k – коэффициент, учитывающий свойства ВВ и взрывае-мой среды; V – объем породы в пределах воронки взрыва, м³.

Воронка взрыва характеризуется показателем действия взрыва n , который был установлен в 1729 г. Францем Белидором для уменьшенного, нормального и усиленного выброса заряда ВВ (рисунок 1.24):

$$n = r / W^3 , \quad (1.18)$$

где n – показателем действия взрыва; r – радиус воронки взрыва, м; W – линия наименьшего сопротивления, м.

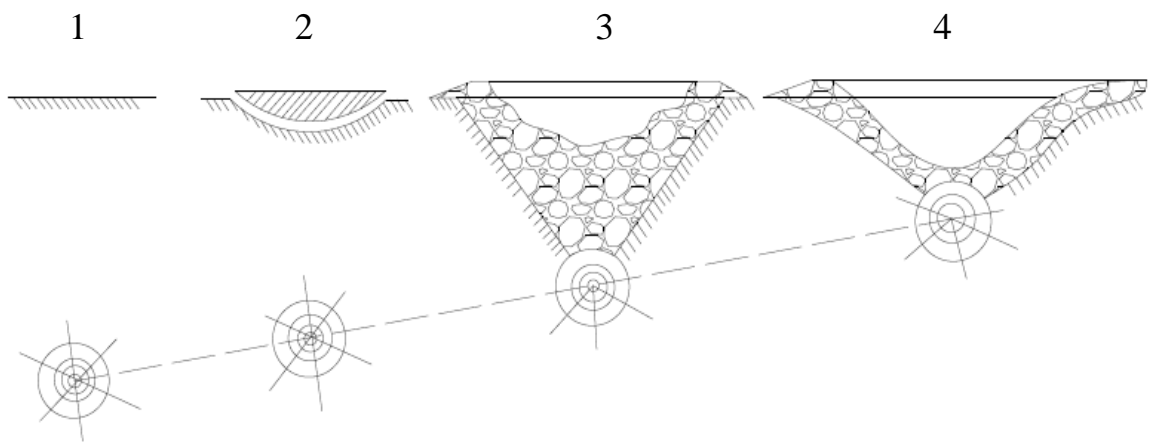


Рисунок 1.23 – Разрушение массива внутренними зарядами ВВ:

- 1 – заряд камуфлета; 2 – откольный заряд;
- 3 – заряд рыхления (дробления); 4 – заряд выброса

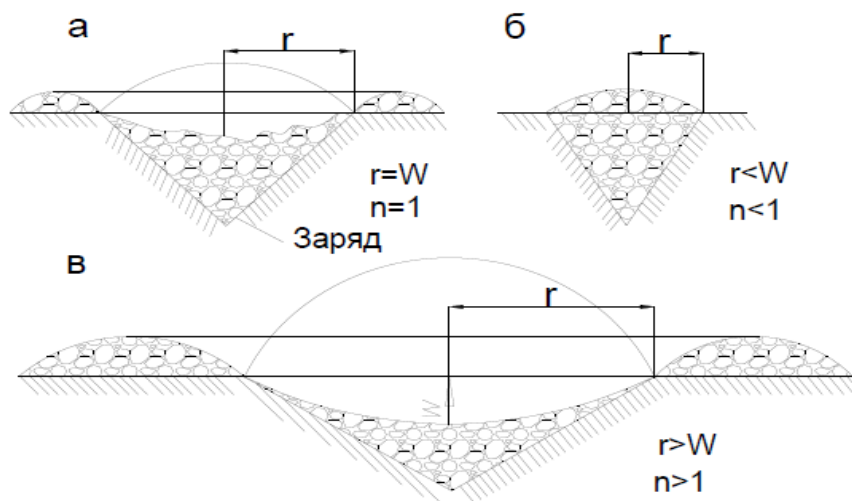


Рисунок 1.24 – Виды воронок взрыва заряда ВВ в зависимости от глубины заложения: а – нормального выброса; б – уменьшенного выброса; в – усиленного выброса

При показателе действия взрыва $n = 1$ (нормального выброса, $r = W$) объем воронки имеет форму геометрически правильного конуса и будет равен W^3 . Тогда формула Вобана примет вид:

$$Q = qW^3, \quad (1.19)$$

где q – удельный расход ВВ, м.

Практикой было установлено, что между массой заряда ВВ Q и показателем действия взрыва n существует прямо пропорциональная зависимость. Поэтому в расчетную формулу была введена функция показателя действия взрыва $f(n)$:

$$Q = f(n)qW^3. \quad (1.20)$$

Дальнейшее развитие объемной гипотезы нашло отражение в исследованиях М.М. Фролова, М.М. Борескова, Г.И. Покровского [178] и А.Ф. Суханова [218].

М.М. Фролов ввел в формулу для расчета массы заряда ВВ радиус действия взрыва R (рисунок 1.25):

$$Q = m \frac{W^3 + R^3}{2}, \quad (1.21)$$

где Q – масса заряда, кг; m – численный коэффициент, зависящий от степени сопротивления среды; W – линия наименьшего сопротивления, м; R – радиус действия взрыва, м.

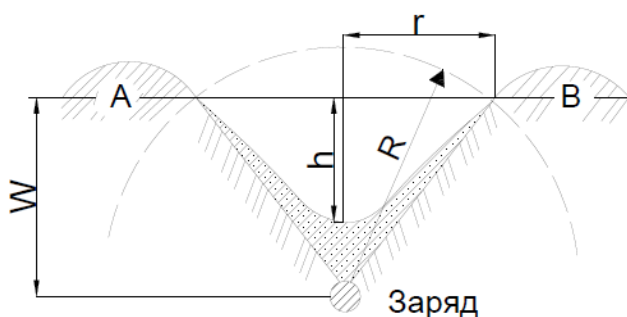


Рисунок 1.25 – Элементы воронки взрыва:
 r – радиус воронки взрыва;
 W – линия наименьшего сопротивления; h_g – глубина воронки взрыва; R – радиус действия взрыва

А через показатель действия взрыва массу заряда ВВ определяем по формуле:

$$Q = f(n)mW^3. \quad (1.22)$$

Так, М.М. Фроловым была предложена зависимость для определения функции показателя действия взрыва: $f(n) = A + Bn^3$,
 где A и B – эмпирические коэффициенты ($A = B = 0,5$); n – показатель действия взрыва.

Таким образом, формула М.М. Фролова примет окончательный вид:

$$Q = (0,5 + 0,5n^3)qW^3. \quad (1.24)$$

Значения коэффициентов A и B были уточнены М.М. Боресковым и в современном виде формула М.М. Фролова - М.М. Борескова имеет вид:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3)qV, \quad (1.25)$$

где V – взрываемый объем породы, м^3 .

Данная зависимость дает заниженные результаты при производстве крупномасштабных взрывов на выброс (Q свыше сотни тысяч тонн ВВ при $W > 25$ м). Это характерно и для высокоуступной геотехнологии подготовки пород к выемке (высота рабочих уступов свыше 15 м), получившей широкое распространение на крупных горных предприятиях рудной и угольной промышленности. Для этих условий Г.И. Покровским [178] был введен поправочный коэффициент $\sqrt{\frac{W}{25}}$.

$$Q = (0,4 + 0,6n^3)q\sqrt{\frac{W}{25}}V. \quad (1.26)$$

Недостатками формулы объемной гипотезы является предположение о пропорциональности массы заряда кубу ЛНС независимо от крепости пород, т.е. нарушается принцип инвариантности удельного расхода ВВ.

М.М. Фролов первым обратил внимание на указанные недостатки объемной гипотезы, не учитывающей природы сил, которые противодействовали разрушению (дроблению), выбросу (разлету) горной массы и образованию воронок. Так, М.М. Фролов выдвинул гипотезу, которая учитывает силы сопротивления:

$$Q = aW^3 + bW^2, \quad (1.27)$$

где a и b – эмпирические коэффициенты.

Гипотеза М.М. Фролова, учитывающая не только силы инерции и вес сбрасываемой массы (aW^3), но и силы сцепления частиц внутри этой массы на поверхности воронки (bW^2), получила дальнейшее развитие в трудах М.П. Бродского, М.М. Докучаева, В.Н. Мосинца, Г.И. Покровского, А.Ф. Суханова и других [139, 140, 178, 218].

А.Ф. Суханов и М.П. Бродский предложили зависимость, которая учитывает затраты энергии заряда ВВ на преодоление силы тяжести и сил сцепления по боковой поверхности воронки и на дробление породы:

$$Q = f(d)(q_1V + q_2S_6), \quad (1.28)$$

где $f(d)$ – коэффициент, учитывающий степень дробления породы в зависимости от показателя действия взрыва; q_1 – эмпирический коэффициент (расход ВВ на преодоление силы энергии 1 м^3 взрываемого массива $\text{кг}/\text{м}^3$; V – объем взрываемых пород, м^3 ; q_2 – эмпирический коэффициент (расход ВВ на 1 м^2 площади отрыва взрываемого массива от целика, $\text{кг}/\text{м}^2$; S_6 – боковая поверхность взрываемого массива, м^2 .

У. Лангефорсом [113] разработана теория расчета зарядов ВВ, перекликающаяся с гипотезой М.М. Фролова:

$$Q = k_2W^2 + k_3W^3 + k_4W^4 \quad (1.29)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м; k_2, k_3, k_4 – эмпирические коэффициенты, учитывающие затраты энергии на преодоление сил сцепления по боковой поверхности взрывной воронки, преодоление силы тяжести породы объема воронки, на перемещение (разлет) породы.

Рассмотренные различные математические выражения объемной гипотезы, как было уже отмечено, не являются инвариантными, т.е. зависят от масштабов взрыва, ЛНС и других параметров.

Инвариантная зависимость для определения теоретических удельных затрат энергии при дроблении была получена в результате рассмотрения процесса на ос-

нове цикла Карно [2, 137]:

$$a_T = 0,5\sigma_p \ln \frac{F_1}{F_2}, \quad (1.30)$$

где a_T – теоретические удельные затраты энергии; σ_p – прочность породы на растяжение МПа; F_1 – удельная поверхность разрушаемого объема до дробления, $\text{м}^2/\text{м}^3$; F_2 – удельная поверхность разрушаемого объема после дробления, $\text{м}^2/\text{м}^3$.

Учитывая, что численная характеристика куска горной массы является также инвариантной и примерно равной $\sqrt{2}$, получаем:

$$\ln \frac{F_1}{F_2} = \ln 2^n = 0,7n, \quad (1.31)$$

где n – число стадий дробления.

$$\text{Получаем:} \quad a_T = 0,35\sigma_p n. \quad (1.32)$$

Таким образом, вопросы регулирования степени дробления взрываеваемого массива и, как следствие, управления качеством готовой продукции, не могли быть решены при помощи расчетных формул объемной гипотезы.

По мере развития таких фундаментальных наук, как гидродинамика, газодинамика, теория упругости и пластичности, акустика и т.д. возникли новые физические гипотезы разрушения пород взрывом.

В.А. Падуков предложил классификацию гипотез разрушения (дробления) пород энергией взрыва, в основу которой положен тип поля с учетом анализа сил сопротивления, возникающих при взрыве в массиве (таблица 1.8) [151].

Таблица 1.8 – Классификация гипотез разрушения (дробления) пород энергией взрыва по типу поля (по В.А. Падукову)

Тип силового поля	Название гипотезы
Инерционная	Гидродинамическая
Излучательно-волновая	Волновая
Квазистатическая	Объемная, квазистатическая

Развитие и углубление исследований действия взрыва на горные породы объемной гипотезы шло в двух направлениях:

- 1) накопление экспериментальных данных и конкретизация эмпирических коэффициентов в расчетных формулах массы зарядов;
- 2) изучение механизма разрушения пород взрывом.

Таким образом, поставленная задача решается в форме функциональной зависимости выходных параметров (результаты взрывов) от входных параметров БВР, механизма действия взрыва в среде и контролируемых и неконтролируемых параметров:

$$z_i = f_i(x_i \div x_n; y_i \div y_n), \quad (1.33)$$

где $x_i \div x_n$ – входные параметры БВР (высота уступа, конструктивные параметры заряда, диаметр заряда, сетка скважин, тип ВВ, интервал замедления и др.);

$y_i \div y_n$ – контролируемые и неконтролируемые параметры (структурные особенности, физико-механические свойства массива, характеристики ВВ и др.); z_i – выходные параметры (гранулометрический состава раздробленной горной массы, максимальный, кондиционный и средний размер куска и т.д.).

Решением данного уравнения является обеспечение рациональных параметров на входе, с учетом требуемых качественных показателей минерального сырья на выходе в условиях подготовки пород к выемке, применимых в том числе и для сложноструктурных месторождений.

Гидродинамическая гипотеза разрушения О.Е. Власова предполагает механизм разрушения пород, где передача энергии ВВ окружающей среде происходит мгновенно, причем горная порода ведет себя как несжимаемая идеальная жидкость. То есть предполагается только инерционный характер сопротивления среды, преодолеваемого энергией взрыва.

При этом уравнение движения несжимаемой среды записывается в виде уравнений гидродинамики идеальной жидкости:

$$\begin{aligned} \frac{du}{dx} + \frac{dv}{dy} + \frac{dw}{dz} &= 0; \\ \frac{du}{dt} + \frac{1}{\rho} \frac{dp}{dx} &= 0; \\ \frac{dv}{dt} + \frac{1}{\rho} \frac{dp}{dy} &= 0; \\ \frac{dw}{dt} + \frac{1}{\rho} \frac{dp}{dz} &= 0, \end{aligned} \tag{1.34}$$

где u, v, w – составляющие вектора скорости; ρ – плотность взрываваемой породы; P – давление.

Основная расчетная формула полной энергии среды после взрыва имеет вид:

$$Q = -\frac{\rho}{2} \int \varphi \frac{d\varphi}{dn} dF, \tag{1.35}$$

где Q – полная энергия среды после взрыва; ρ – плотность взрываваемой породы; n – направление внутренней нормали; dF – элемент поверхности заряда; φ – потенциал силового поля скоростей, образующегося при взрыве.

$$\varphi = \frac{I}{\rho}, \quad (1.36)$$

где I – импульс взрыва.

Таким образом, зная поле скоростей и критическую скорость смещения частиц, соответствующую пределу прочности породы, можно оценивать зону дробления и качество товарной продукции (гранулометрический состав разрыхленной горной массы). Следует отметить, что в своих работах О.Е. Власов, рассматривая механизм разрушения массива взрывом, не учитывал пульсирующий характер, который приобретает среда под действием энергии взрыва, а рассматривает поведение породы как уравновешенное гидродинамическое течение несжимаемой идеальной жидкости, что влечет за собой определенную погрешность.

Волновая гипотеза разрушения горных пород взрывом явилась результатом исследований многих ученых [13, 52, 121, 139, 203, 218, 225, 255], которая учитывает фактор времени при описании процесса разрушения. Механизм разрушения горных пород данной гипотезы основан на совместном воздействии на взрывае-мый массив продуктов детонации, ударной волны и волн нагрузки или напряже-ния (сжатия и растяжения). Г.И. Покровский [178] процесс разрушения горных пород взрывом объясняет действием волн напряжений, возникающих в результате динамического ударного воздействия продуктов детонации, среднее начальное давление в которых достигает $(3-3,5) \cdot 10^4$ МПа (рисунок 1.26) и определяется по

формуле:

$$P_0 = \frac{\rho_{BB} D_{BB}^2}{n + 1}, \quad (1.37)$$

где P_0 – среднее начальное давление, МПа; ρ_{BB} – плотность ВВ, кг/м³; D_{BB} – ско-рость детонации ВВ, м/с; n – показатель политропы ($n \approx 3$).

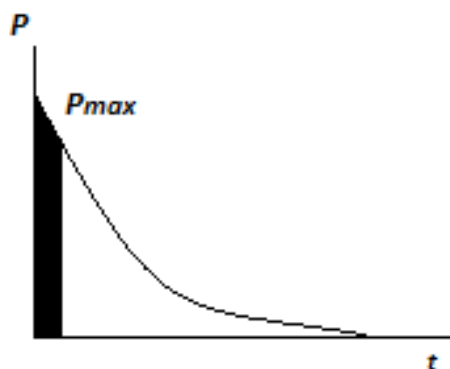


Рисунок 1.26 – Изменение давления P продуктов детонации за время t при взрыве заряда ВВ

При этом отражение волны сжатия от свободной поверхности и одновременное ее преобразование в волну растяжения происходит по законам геометрической оптики (акустики) (рисунок 1.27).

Напряжения в массиве, создаваемые волной сжатия, по абсолютной величине больше волны растяжения, но при этом волна растяжения производит большие разрушения, т.к. сопротивление пород растяжению значительно меньше сопротивления сжатию.

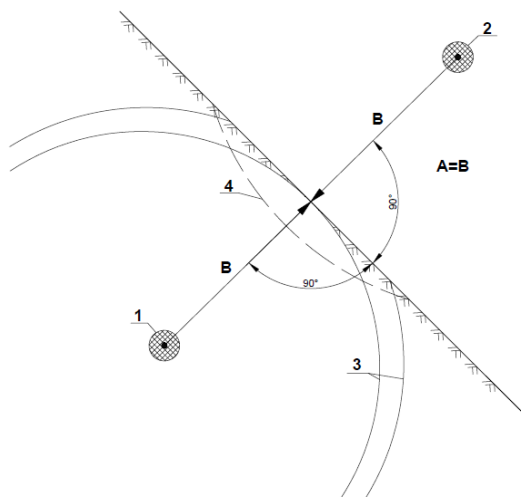


Рисунок 1.27 – Отражение взрывных волн от свободной поверхности (по Г.И. Покровскому):
1 – фактический заряд;
2 – мнимый (зеркальный) заряд;
3 – прямые волны; 4 – отраженные волны

Г.И. Покровский, рассматривая основные энергетические зависимости и положение принципа автомодельности распространения ударных волн при взрыве, установил параметры ударной волны при взрыве сферического заряда ВВ:

- удельный импульс взрыва;
- время действия избыточного положительного давления в волне сжатия;
- максимальное избыточное давление волны сжатия в твердой среде.

Исходя из закона автомодельности, учитывая свойства среды и ВВ, Г.И. Покровский определил и ряд других количественных зависимостей, которые могут быть использованы для приближенного нахождения параметров взрывных работ и, что самое важное, при моделировании динамических процессов взрыва в сложноструктурных массивах.

А.Н. Ханукаев [255] выдвигает положение, где процесс разрушения пород взрывом ВВ не одинаков для различных горных пород и зависит от их акустической жесткости:

$$\lambda_0 = \rho C_p, \quad (1.38)$$

где λ – акустическая жесткость горных пород, кг/м²с; ρ – плотность взрываваемой среды, кг/м³; C_p – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с.

В зависимости от характера процесса разрушения А.Н. Ханукаев разделяет породы на три группы:

1) горные породы ($\lambda = 15 \cdot 10^6 - 25 \cdot 10^6$ кг/м²с) – разрушение под действием прямых волн сжатия и отраженных волн от свободной поверхности массива;

2) горные породы ($\lambda = 5 \cdot 10^6 - 15 \cdot 10^6$ кг/м²с) – разрушение как под действием волн сжатия и отражения, так и под непосредственным действием давления газообразных продуктов взрыва;

3) горные породы ($\lambda = 0,2 \cdot 10^6 - 5 \cdot 10^6$ кг/м²с) – разрушение действием давления газообразных продуктов взрыва.

Ф.А. Баум [13] считает, что разрушение массива при взрыве происходит под совокупным действием газообразных продуктов взрыва, ударных волн и волн разряжения.

Таким образом, затраты энергии взрыва на разрушение пород определяется из баланса энергии взрыва (по М.А. Садовскому и А. Ф. Беляеву):

$$E_{BB} = E_{yB} + E_{ост}, \quad (1.39)$$

где E_{BB} – полная энергия взрыва, Дж; E_{yB} – энергия ударной волны, переходящая в массив, Дж; $E_{ост}$ – остаточная энергия продуктов детонации к моменту их полного расширения в горной среде, Дж.

Главную роль в начальной стадии процесса играют расширяющиеся продукты детонации (давление порядка 10^4 МПа), а затем при более низких давлениях. При этом коэффициент передачи энергии ВВ в ударную волну для пород средней крепости составляет порядка 0,4–0,6.

В данной гипотезе на первой стадии развития взрыва в породе происходит интенсивное дробление среды и развитие радиальных трещин в направлении к свободным поверхностям. Вторая стадия процесса – это распространение и взаимодействие отраженных волн, заканчивается она в основном после двукратного пробега волны разрежения от свободной поверхности к границе раздела породы и зарядной полости. Этот процесс трещинообразования, который приводит к возникновению пространственной сетки трещин, в определенной мере предопределяет возможные размеры и количество раздробленных при взрыве кусков породы.

На заключительной стадии процесса воздействие на породу оказывают расширившиеся продукты детонации с около 50% общей энергией взрыва. Данная

энергия расходуется на отрыв (дополнительное дробление) кусков от массива, перемещение разрушенной породы и разлет раздробленной горной массы.

Данная гипотеза подробно рассмотрена и работает при разрушении взрывом пород средней крепости и крепких, но необходимо уточнение механизма действия взрыва с учетом принципа автомодельности в породах с различной категорией трещиноватости, что определяет степень дробления и качество товарной продукции, формирующееся грансоставом.

Квазистатическая гипотеза разрушения (Ф.А. Белаенко) заключается в том, что при взрыве состояние среды предполагается уравновешенным, а механизм разрушения рассматривается с позиции статической теории упругости. Анализируя процесс разрушения среды, приходим к выводу, что основной объем разрушения вызывается трещинами, распространяющимися от заряда ВВ.

Напряжения, возникающие в момент взрыва на стенках зарядной полости, определяются по формуле

$$\sigma_q = k_d \sigma_d, \quad (1.40)$$

где σ_q – напряжение, возникающее в момент взрыва на стенках зарядной полости; k_d – коэффициент динамичности, $k_d = 2$; σ_d – максимальное давление продуктов детонации ВВ в зарядной полости.

Таким образом, условием разрушения является равенство растягивающих напряжений пределу прочности на растяжение σ_p .

Необходимо также отметить, что все рассмотренные гипотезы основаны на симметрии распределения энергии. Однако проведенные исследования в лабораторных, полигонных и производственных условиях авторов [122, 123, 154, 155, 160] показали, что распространение энергии взрыва зарядов рыхления и выброса в различных средах асимметричное.

Быстротечность процесса взрывного разрушения горных пород и воздействия его на окружающую среду затрудняет разработку соответствующей теории - единой и строгой.

Тем не менее, большинство ученых пришли к общему мнению, что разрушение горных пород взрывом – это процесс, протекающий под совокупным влиянием газообразных продуктов детонации, ударных и упругих волн [13, 218]. Быстротечность процесса выделения энергии в пределах заряда ВВ при взрыве вызы-

вает отставание скорости передачи энергии окружающей среде. Носителем энергии взрыва ВВ являются газообразные вещества взрывчатого разложения ВВ, давление которых порядка 10^5 - 10^7 Па, приложенное к стенкам зарядной камеры, передается в другие точки среды в виде волнового движения [141] на расстояние 1-5 диаметров заряда. В среде распространяется ударная волна с резким увеличением напряжения на фронте и сверхзвуковой скоростью. Далее ударная волна распространяется со скоростью звука и переходит в волну напряжения, для которой характерно плавное ее нарастание на фронте волны.

Вследствие интенсивного возрастания энтропии в ближней зоне на большие расстояния ударной волной уносится менее 10% энергии взрыва. После прохождения ударной волны среда не успокаивается и сохраняет значительный запас энергии. Чем меньшая доля энергии диссипирует в ударной волне, тем больше энергии приходится на колебание взрываемого участка массива. Таким образом, описание поведения взрываемого участка массива при взрыве сводится к определению характеристик взрывного импульса, которые будут являться основополагающими в перераспределении энергии взрыва, и физических свойств взрываемого участка массива горных пород при высоких давлениях.

Авторы А.Н. Ханукаев и В.П. Беляцкий [22, 255] считают, что 85% от потенциальной энергии ВВ передается породе в виде ударной волны в зависимости от ее сжимаемости.

Установлено [17, 54], что с возрастанием акустической жесткости уменьшаются тепловые потери, обусловленные смещением частиц породы при распространении взрывной волны. Скорость смещения частиц массива возрастает по мере увеличения сжимаемости пород. С увеличением сжимаемости горных пород увеличиваются затраты энергии волн напряжения на деформацию, следовательно, происходит большее поглощение энергии [13]. В породах средней крепости значительную роль в разрушении играет энергия волн напряжений, 75–88% общего объема разрушений совершается под действием волновых процессов и 12–25% под действием расширяющихся продуктов взрыва [154, 259].

Известно, что степень дробления породы пропорциональна запасу энергии заряда ВВ. Количественные соотношения между тем и другим показателями могут быть учтены коэффициентом использования этой энергии. Данный коэффициент

зависит от формы импульса взрыва, геометрических и технологических факторов, регулирующих распределение и перераспределение энергии зарядов ВВ [201].

Таким образом, несмотря на наличие нескольких гипотез разрушения горных пород взрывом, процесс разрушения в общем случае характеризуется переуплотнением горной породы в непосредственной близости от заряда, ударная волна сжатия приводит к образованию зоны смятия, за которой появляются трещины в направлении свободной поверхности, а затем – от нее к заряду. Газообразные продукты детонации, сохраняя большое количество энергии после генерирования ударных волн, проникают в возникшие трещины и окончательно разрушают массив.

Данные гипотезы разработаны и обоснованы для условий, близких к идеальным, и не учитывают анизотропные свойства подготавливаемого природного массива. В практике данные гипотезы нашли применение в методиках, учитывающих способы регулирования дробления за счет управления энергией взрыва.

Таким образом, следует констатировать, что научно-методическая база (таблица 1.9) проектирования открытой геотехнологии и параметров подготовки пород к выемке не рассматривает управление качеством как инструмент достижения цели недропользователя по готовой продукции. Детально рассмотрены и проработаны вопросы, касающиеся таких направлений:

- открытая геотехнология процесса подготовки, гипотезы и механизмы разрушения горных пород взрывом;
- обоснование технологии подготовки пород к выемке при открытой геотехнологии;
- энергоемкость технологических процессов разрушения на этапе подготовки при открытой геотехнологии и обогатительного передела;
- технологические методы управления энергией разрушения на этапе подготовки пород к выемке и методы управления качеством минерального сырья;
- качество подготовки горных пород к выемке и способы интенсификации дробления;
- ограничивающие условия и негативные факторы на стадии подготовки горных пород к выемке.

Таблица 1.9 – Научно-методическая база проектирования технологии и обоснования параметров подготовки к выемке при открытой геотехнологии

Направление	Авторы	Результаты (параметры)
Открытая геотехнология процесса подготовки, гипотезы и механизмы разрушения горных пород взрывом	Академик М.А. Садовский, проф. д.т.н. Ф.А. Баум, О.Е. Власов, А.Ф. Беляев, В.Н. Мосинец, Г.И. Покровский, А.Н. Ханукаев	Гипотезы разрушения за счет «поршневого» действия продуктов детонации и «волновая» - гидродинамическая за счет энергии волн сжатия и растяжения (разрушение путем совокупного воздействия продуктов детонации, ударной волны и волн нагрузки)
Обоснование технологии подготовки пород к выемке при открытой геотехнологии	Академик ВВ. Ржевский, К.Н. Трубецкой, проф. д.т.н. Ф.А. Авдеев, В.В. Агафонов, Н.М. Качурин Э.О. Миндели, А.Ф. Суханов	Обоснованы показатели и критерии выбора способа подготовки пород к выемке в зависимости от физико-механических свойств массива (геотехнологические способы подготовки к выемке: БВР; механическое рыхление; физические)
Энергоемкость технологических процессов разрушения на этапе подготовки при открытой геотехнологии и обогатительного передела	Проф. д.т.н. Ю.И. Анистратов, И.П. Маляров В.Н. Мосинец, В.А. Падуков, В.Н. Сытенков, И.А. Тангаев	Энергетический метод анализа эффективности технологических процессов открытой геотехнологии (энергоемкость процессов разрушения – единый критерий оценки процессов, не зависящий от влияния субъективных и экономических факторов)
Технологические методы управления энергией разрушения на этапе подготовки пород к выемке	Академик Н.В. Мельников, Б.Н. Кутузов, проф. д.т.н. Л.Н. Марченко, В.А. Падуков, В.Н. Мосинец, А.Ф. Беляев, В.С. Федотенко	Методы управления энергией взрыва основаны на обосновании параметров заряда ВВ и состоянии проводящей среды (управление параметрами взрывного импульса; напряженным состоянием массива; граничными условиями)
Технологические методы управления качеством минерального сырья	Академик В.В. Ржевский, Чл.-корр. Д.Р. Каплунов, В.Л. Яковлев, проф. д.т.н. М.В. Рыльникова, И.А. Пыталев, Э.А. Хопунов, Г.Г. Ломоносов, М.Г. Новожилов, С.В. Корнилков	Обоснованы показатели качества минерального сырья и способы их регулирования (факторы, оказывающие влияние на качество товарной продукции: природные; технологические; технические; техногенные)
Качество подготовки горных пород к выемке и способы интенсификации дробления	Академик С.А. Давыдов, проф. д.т.н. Л.И. Барон, Д.М. Бронников, А.Н. Ханукаев, У. Лангерфорс, М.Ф. Друкованный, проф. В.К. Угольников	Обоснованы показатели качества взрывной подготовки и способы интенсификации дробления (факторы, влияющие на показатели качества БВР: природные; технологические; технические; ограничивающие и организационные)
Ограничивающие условия и негативные факторы на стадии подготовки горных пород к выемке	Академик М.А. Садовский, проф. д.т.н. Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Л.Д. Ландау, П.Ф. Коротков, Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий, Гитерман, В.В. Адушкин, С.В. Медведев, Б.Д. Христофоров	Обоснованы ограничивающие условия по действию негативных факторов (разлет, сейсмика и УВВ) при открытой геотехнологии, принципы их управления и локализации (безопасное расстояние, масса мгновенно взрывааемых заглубленных зарядов в замедляемых группах)

Однако, как показал выполненный литературный обзор, во всех трудах отсутствуют решения по управлению качеством минерального сырья при подготовке пород к выемке природных сложноструктурных массивов на стадиях добычи и переработки для обеспечения условий эффективного функционирования горно-перерабатывающего предприятия. Это сдерживает переход от локального рассмотрения вопроса подготовки пород к выемке с точки зрения требований к качеству на стадии открытой геотехнологии, к подходу комплексного освоения участка недр с возможностью увеличения горизонта функционирования горнодобывающего предприятия при отработке сложноструктурных месторождений для расширения номенклатуры и максимального спектра готовой продукции горно-обогатительного передела.

Анализ способов регулирования дробления горных пород путем перераспределения энергии взрыва на полезные и бесполезные формы механической работы взрыва

Большой вклад в теорию разрушения горных пород взрывом внесли: Е.Г. Баранов, Л.И. Барон, Ф.А. Баум, В.А. Боровиков, О.Е. Власов, С.Д. Викторов, А.А. Вовк, С.Е. Денисов, М.Ф. Друкованный, И.Е. Ерофеев, Э.И. Ефремов, Н.Н. Казаков, В.М. Комир, Б.Н. Кутузов, М.А. Лаврентьев, И.П. Маляров, Л.Н. Марченко, Н.В. Мельников, В.Н. Мосинец, В.А. Падуков, Г.И. Покровский, Б.Р. Ракишев, В.В. Ржевский, В.Н. Родионов, М.А. Садовский, А.Ф. Суханов, В.Н. Сытенкова, А.С. Ташкинов, В.Н. Терентьев, В.С. Федотенко, А.Н. Ханукаев, и др.

Выполнен анализ исследований вопросов безопасности взрывных работ (снижения сейсмоакустического эффекта) различных авторов. Так, исследованиям сейсмического эффекта в карьерных условиях посвящены работы: В.Ф. Богацкого, В.И. Гемба, А.Н. Генбач, И.П. Малярова, С.В. Медведева, П.С. Миронова, В.А. Падукова, В.Х. Пергамента, В.Д. Печенкина, Б.Р. Ракишева, В.Н. Родионова, М.А. Садовского, Л.В. Сафонова и др.

Вопросы формирования, распространения и локализации УВВ рассмотрены в трудах: М.И. Ганопольского, А.А. Турина, В.П. Исаева, П.Ф. Коробкова, В.В. Коршунова, Ю.Ю. Кучера, П.С. Малый, В.Н. Назаренко, В.Х. Пергамента, С.К. Савенко, Н.И. Смолий, А.Е. Умнова, Я.И. Цейтлина и др.

Их исследования основывались на методах управления энергии взрыва, обеспечивающих повышение качества дробления горных пород и снижение вредного воздействия взрыва. Наиболее эффективным методом снижения и локализации УВВ и сейсмического действия взрыва, как показала практика, является создание на пути распространения УВ и сейсмических волн искусственных преград (перемычек, демпферов и экранов). Наибольшее распространение данный метод в практике взрывного дела получил для снижения сейсмоэффекта на ОГР при производстве массовых взрывов, при постановке уступов в предельное положение с использованием предварительного щелеобразования.

Анализ работ показал, что существует корреляционная связь между энергиями дробления, сейсмических колебаний и УВВ эффекта, где обоснование параметров взрывной подготовки при управлении качеством является одновременно и критерием снижения негативных и ограничивающих факторов. Это отмечается в работе Кучерявого Ю.Ф. [111] и других авторов [10, 21, 112]. Но при этом не создана не только физико-математическая модель этого явления, но отсутствует даже достаточно достоверное экспериментальное его подтверждение. Использование как можно большего, в процентном отношении, количества энергии взрыва на дробление пород может явиться самым эффективным методом снижения сейсмоакустического эффекта.

Экспериментально-теоретическое подтверждение взаимосвязи энергии сейсмоизлучения и дробления позволило бы решать вопросы снижения сейсмоэффекта не изолировано, а в комплексе с задачами управления качеством минерального сырья. Главным связующим звеном, позволяющим комплексно решать эти проблемы, является исходная потенциальная энергия ВВ, распределение которой и предопределяет интенсивность как процесса дробления, так и формирующихся волновых процессов. Энергия, выделяющаяся при взрыве заряда ВВ, расходуется в целом ряде процессов, которые можно разделить условно на три группы. Часть энергии взрыва расходуется в диссипативных процессах, другая часть трансформируется в энергию сейсмических волн и, наконец, третья используется на сам процесс подготовки горной породы к выемке.

В.Н. Мосинец [138] утверждает, что примерно 60-65% энергии волн напряжений не участвует в процессе разрушения и рассеивается в виде сейсмических колебаний, т.е. снижение интенсивности сейсмоизлучения предопределяет ее более полное участие в разрушении. В связи с этим на общем энергетическом фоне доля сейсмической энергии может весьма сильно повлиять на качество и степень дробления породного массива. Из закона сохранения энергии следует:

$$E_{BB} = E_{\delta} + E_c + E_p, \quad (1.41)$$

где E_{BB} – полная фактическая энергия ВВ; E_{δ} – энергия диссипации; E_c – энергия сейсмоизлучения; E_p – полезная энергия разрушения.

При улучшении качества взрывной подготовки (увеличении E_p) изменяются потери его энергии (уменьшение $E_{\delta} + E_c$).

Указанное направление исследования не получило должного развития при управлении качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке. Однако доказано рядом экспериментальных исследований в лабораторных, полигонных и промышленных условиях на ряде карьеров [123, 155, 156], что при взрывной подготовке происходит перераспределение энергии ВВ, причем при рациональных параметрах буровзрывных работ максимум энергии идет на дробление, а минимум на сейсмоакустический эффект и наблюдается асимметрия распределения энергии ВВ даже в изотропных средах. При этом на плотность потока энергии ВВ (E^t) существенное влияние оказывают такие граничные условия, как глубина заложения заряда ВВ, подпорная стенка из неубранной взорванной горной массы, число свободных поверхностей обнажения горного массива и др.

На рисунках 1.28, 1.29 приводятся диаграммы распределения плотности потока энергии E^t при взрывании скважинных зарядов ВВ при различных ЛНС и плоскостях обнажения. Видно, что максимальный поток энергии к свободной поверхности достигается при оптимальном значении W_0 , т.е. когда максимум энергии идет на дробление среды, а минимум на сейсмический эффект и УВВ (рисунки 1.28, б, 1.29, б).

В дальнейшем исследование действия взрыва в массиве горных пород идет с использованием системного подхода, где взрываемый участок рассматривается как открытая система, в которой происходит ввод и вывод энергии [50] (рисунок 1.30).

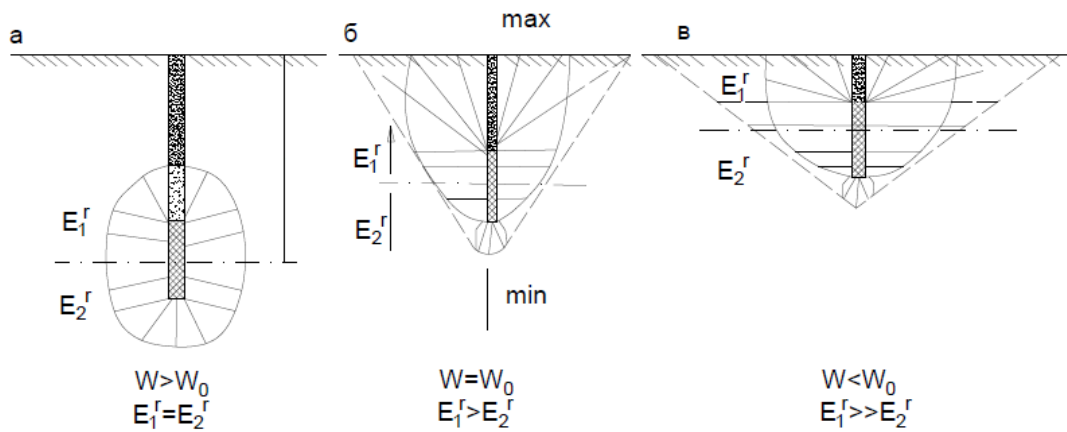


Рисунок 1.28 – Диаграмма распределения плотности потока энергии E^r при взрывании скважинных зарядов при различных значениях W (одна плоскость обнажения)

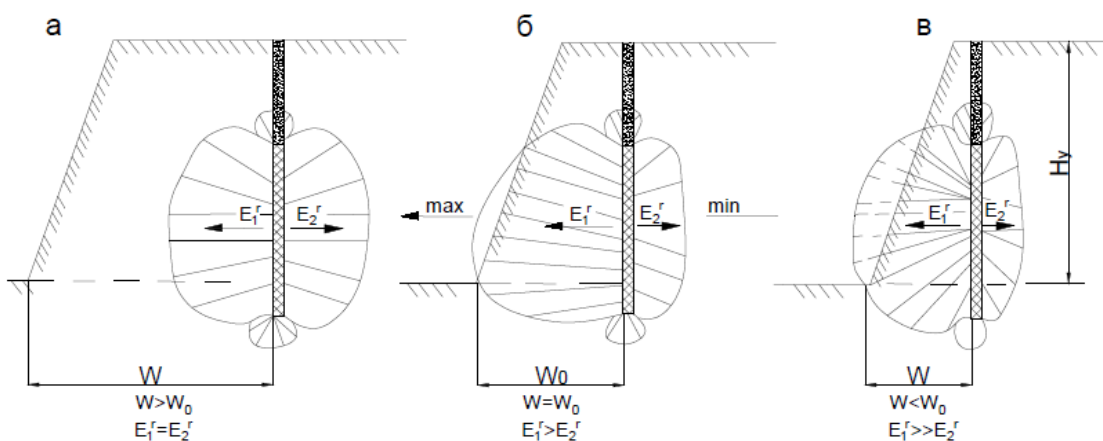


Рисунок 1.29 – Диаграмма распределения плотности потока энергии (E^r) при взрывании скважинных зарядов ВВ при различных значениях W (две плоскости обнажения)

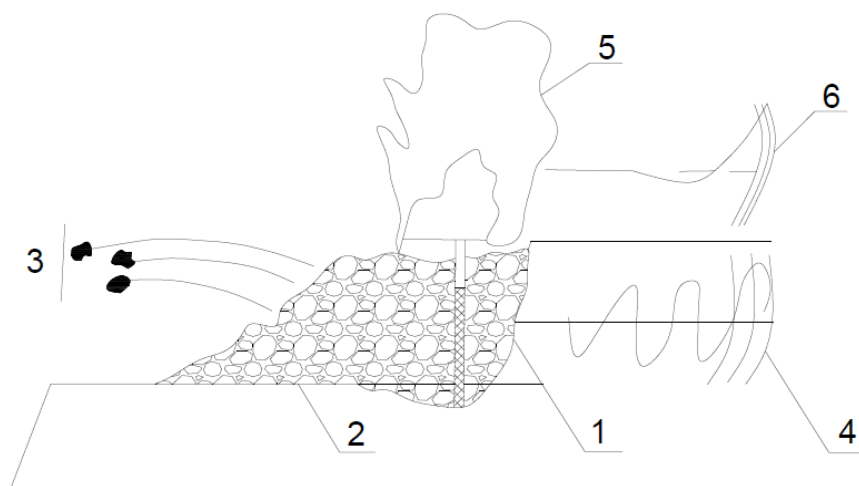


Рисунок 1.30 – Открытая система ввода и вывода энергии взрыва (Основные формы энергозатрат при взрыве заряда ВВ в массиве):
 1 – дробления; 2, 3 – перемещение (2 – развал; 3 – разлет осколков) взорванной породы; 4 – колебание массива (сейсмопроявление); 5 – пылегазовыделение; 6 – УВВ

Обобщая все выше изложенные принципы разрушения горных пород взрывом, получаем механизм передачи энергии взрыва массиву и окружающей среде, который может быть представлен следующим образом. Давление продуктов детонации (ПД), воздействуя на стенки зарядной полости, приводит последние в колебательное состояние (энергия ударных и сейсмических волн), а прорыв части ПД в атмосферу образует УВВ (энергия УВВ).

Получаем, что при изыскании основных путей повышения эффективности использования энергии взрыва зарядов ВВ за счет снижения потерь на образование УВ и сейсмических волн необходимо, прежде всего, учитывать главные факторы, влияющие на характер разрушения, где ударная волна обуславливает качественную, а расширяющиеся газы взрыва – количественную сторону взрывного действия колонкового заряда ВВ. То есть основные методы управления энергией взрыва могут быть подразделены на следующие группы (рисунок 1.31) [119].



Рисунок 1.31 – Основные методы управления энергией взрыва для интенсификации дробления и снижения вредных волновых воздействий

Рассмотрим наиболее важные, на наш взгляд, способы управления энергией взрыва, оказывающие влияние на качество минерального сырья.

Управление энергией взрыва за счет изменения граничных условий

Управление энергией в этом случае связано с рациональным размещением зарядов относительно обнаженной поверхности, количеством обнажений, соотношением массы заряда и линии наименьшего сопротивления (ЛНС) и т.д.

К. Ливингстон одним из первых показал, что изменение граничных условий взрывания сопровождается изменением затрат энергии на перемещение среды, образование ударных и звуковых волн в воздухе и дробление среды [119]. Им установлено, что для любого типа горных пород и для любой фиксированной массы ВВ существует оптимальная глубина заложения заряда, при которой происходит перераспределение затрат энергии взрыва с максимальным использованием ее на разрушение среды и минимальным на непроизвольные и опасные проявления (УВВ, сейсмику и разлет осколков).

Исследования проф. В.А. Падукова [151] показали, что оптимальное использование энергии взрывного импульса с точки зрения увеличения затрат на дробление горных пород и уменьшения сейсмических колебаний возможно при производстве взрывных работ с оптимальными соотношениями между ЛНС и массой заряда в скважине.

Экспериментальные исследования В.А. Михайлова [134] подтверждают, что существует оптимальное соотношение между массой заряда и глубиной заложения, при котором достигается наилучшее дробление при минимальных проявлениях опасного действия (сейсмические колебания, разлет осколков, УВВ), т.е. происходит перераспределение энергии взрыва зарядов ВВ.

Промышленные эксперименты [57], проводимые при подземной добыче руд, свидетельствуют о том, что при определенных условиях отбойка руды в зажатой среде улучшает качество дробления в два и более раза по сравнению с отбойкой на компенсационные пространства.

В.Н. Мосинцом [140] был разработан метод взрывания с экранированием энергии волн напряжения, который позволил установить, что при нормальных зарядах рыхления технология взрывания с экранированием приводит к отражению 20-25 % энергии волн напряжения от среды с отличной от основной породы аку-

стической жесткостью в сторону основного объема разрушения, 8-10 % энергии проходит за экран и 67-72 % энергии волн теряется в объеме оконтуривающего вруба. Это значительно снижает вредное сейсмическое действие взрыва и обеспечивает повышение КПД промышленного взрыва. При этом абсолютное значение отраженной части энергии волн напряжения зависит от степени различия акустических жесткостей основной породы и среды, образованной в результате взрывания предварительного вруба, предназначенного для экранирования.

Метод контурного взрывания [122] является одним из наиболее эффективных методов снижения сейсмической активности, а также способствует устойчивости уступов и бортов карьера.

Регулирование параметров взрывного импульса

Изучение закономерностей разрушения среды позволило создать высокоэффективные методы управления действием взрыва. Качество дробления массива регулируется прежде всего изменением энергетических затрат ВВ на отбойку, что связано с изменением параметров БВР.

А.Ф. Беляев и М.А. Садовский [202] объединяют все формы работы взрыва на две группы: фугасные и бризантные, где улучшения качества дробления горных пород достигается уменьшением фугасных форм за счет изменения формы импульса взрыва, уменьшения его амплитуды и увеличения длительности.

Д.М. Бронников и Н.Ф. Замесов отмечают, что степень дробления горной породы при одинаковом расходе ВВ уменьшается с увеличением диаметра скважин: большими становятся потери энергии. На это указывает В.Н. Мосинец [138]. Исследованиями В.М. Терентьева [225] установлено, что при постоянных условиях работы взрыва качество дробления улучшается с возрастанием удельного расхода ВВ по гиперболическому закону.

Увеличение количества энергии за счет расхода ВВ сверх оптимального уровня повышает в основном кинетическую энергию отброса породы. При этом необходимо принимать специальные меры для того, чтобы осуществленные затраты оправдывались улучшением качества дробления. Одна из таких мер – отбойка руды по схемам, обеспечивающим соударение разлетающихся масс.

Установлено, что увеличение длительности взрывного импульса (при одновременном снижении начального давления газообразных продуктов детонации) позволяет уменьшить потери энергии, а также улучшить качество дробления [27]. Практическая реализация этого направления состоит в создании простейшие ВВ - игданиты, имеющие пониженный начальный скачок давления и сравнительно большую длительность воздействия взрыва на разрушаемую среду.

В 60-е г. в Институте горного дела им. А.А. Скочинского Н.В. Мельников, Т.Н. Марченко, В.С. Кудряшов [127, 128] разрабатывали метод управления взрывом, позволяющий изменить воздействие взрыва на твердую среду и повысить использование энергии взрыва.

Таким методом повышения эффективности взрывного дробления пород, является применение скважинных зарядов, рассредоточенных различными промежутками (воздушным, водяным и др.) [193]. Для зарядов данных конструкций характерно плавное расширение продуктов детонации ВВ, что позволяет улучшать качество дробления пород за счет перераспределения энергии взрыва и снижения пиковых давлений ударных волн на стенки зарядных камер.

Согласно экспериментальным данным [119], длительность взрывного импульса сплошного заряда около 10 мс, а с воздушным промежутком – около 16-20 мс. При этом по данным опытно-промышленных исследований Н.В. Мельникова, Л.Н. Марченко [127, 128], с увеличением длительности приложения взрывной нагрузки улучшается качество дробления.

Перераспределение энергии и использование большей ее части на полезные формы работы при взрывах зарядов с воздушными промежутками определяет несколько иные особенности формирования очаговой области и механизма передачи массиву энергии в виде упругих колебаний.

Одним из способов регулирования взрывного импульса является способ многоточечного инициирования удлинённых зарядов. Данным вопросом занимались сотрудники ИГД им. А.А. Скочинского [210]. Также это стало результатом теоретических и экспериментальных исследований В.Н. Мосинца [140]. Им установлено, что методика инициирования зарядов должна существенно изменяться в зависимости от соотношения скорости детонации применяемого ВВ и скорости распро-

странения возмущений в породе: в диапазоне $C_o/C_p < 1,6$ наиболее целесообразно применение верхнего инициирования удлиненных зарядов, а при $C_o/C_p > 1,6$ – нижнего инициирования. Такой подход обеспечивает повышение импульса взрыва в каждом случае на 10-15% по сравнению с обычно применяемым инициированием с помощью детонирующего шнура, пропускаемого по всей длине заряда.

Особенно эффективно применение «п» – кратного инициирования зарядов одновременно в нескольких точках. Это позволяет повысить импульс взрыва при инициировании в 2-4-х точках в 1,2-1,7 раза. Следовательно, изменение методики инициирования удлиненных зарядов ВВ ведет к значительному изменению импульса взрыва. Так, применение многоточечного инициирования скважинного заряда приводит не только к более равномерному дроблению, но и к увеличению объема воронки выброса в среднем на 30% по сравнению с односторонним инициированием [80, 140].

Изменение напряженного состояния массива

Методы управления, основанные на использовании последетонационных явлений во взрываемом массиве (т.е. практически без дополнительных затрат на БВР), предполагают внедрение различных схем взрывания зарядов. В большом ряду теоретических и экспериментальных исследований отмечаются значительные преимущества короткозамедленного взрывания (КЗВ) (по сравнению с мгновенным и замедленным), дальнейшее совершенствование которого возможно только в случае применения оптимальных интервалов замедления, определяемых в зависимости от физико-механических свойств разрушаемого массива.

Таким образом, особое значение в управлении энергией взрыва имеют вопросы теории короткозамедленного взрывания (КЗВ). Применение КЗВ как внутрискважинного, так и межгруппового, снижает вредное воздействие УВВ и сейсмических волн и позволяет управлять качеством минерального сырья на этапе подготовки. Выделяются два основных механизма разрушения при КЗВ:

- 1) исходит из интерференции упругих колебаний частиц среды, приводящей к полному или частичному превращению ударного действия взрыва в сотрясательное;
- 2) базируется на ударно-волновой теории действия взрыва и учитывает наличие напряженного состояния породы в момент взрыва последующих зарядов,

которое вызывается двойным воздействием отраженных волн и расширяющихся газов, уменьшением сопротивляемости пород отрыву в связи с образованием дополнительных плоскостей обнажения; при этом допускается соударение кусков взорванной горной массы в процессе разлета.

Вопросы разрушения горных пород при КЗВ зарядов также не получили к настоящему времени единого, общепризнанного объяснения.

Так, А.Н. Ханукаев, Ф.И. Кучерявый [112, 255] и ряд других ученых считают, что при КЗВ образуются свободные поверхности обнажения, от которых отражается волна напряжения следующих групп, что приводит к дополнительному разрушению горных пород и более качественному дроблению.

В.Н. Мосинец, Г.И. Покровский [141, 178] и др. придерживаются мнения, что повышение эффективности взрывных работ при КЗВ достигается наложением напряжений во взрываемом массиве. Согласно этой гипотезе взрывная волна, образовавшаяся при взрыве первого заряда, проходя по массиву, создает в нем напряженное состояние и образует трещины, которые нарушают его связность. В дальнейшем массив подвергается интенсивному давлению расширившихся газообразных продуктов взрыва. По мере расширения трещин объем, заполненный газами взрыва, быстро возрастает и давление газов падает. Исходя из этого, второй заряд должен быть взорван через такой интервал времени, в течение которого в массиве произошло бы наложение напряжений, возникающих от волн сжатия и растяжения, отраженных, в свою очередь, от обнаженной поверхности.

У. Лангерфорс [113] и М.Ф. Друкованный [58] считают, что при КЗВ происходит суммирование напряжений или смещение частиц среды или скоростей колебаний частиц массива.

Повышение качества дробления руды достигается также при разнонаправленном инициировании смежных зарядов. При этом возникающие поля напряжений более полно взаимодействуют в массиве по длине скважин, что усиливает нагрузку на разрушаемую породу.

Таким образом, сегодня сформирована научно-методическая база выбора технологии и обоснования параметров подготовки к выемке горных пород, учитывающая гипотезы разрушения, методики, основанные на перераспределении

энергии взрыва (регулирование параметрами взрывного импульса, изменение напряженного состояния массива, регулирование энергией взрыва за счет изменения граничных условий). Однако в условиях сложноструктурных месторождений высокая степень анизотропии и повышенные требования к качеству готовой продукции существующие методики взрывной подготовки не обеспечивают высокую эффективности горно-перерабатывающего производства. В связи с этим необходимо рассмотреть в комплексе особенности требований к качеству взрывной подготовки и перерабатываемого минерального сырья.

1.4 Особенности требований к качеству взрывной подготовки горных пород сложноструктурного массива с учетом требований к качеству перерабатываемого минерального сырья

В настоящее время БВР независимо от вида полезного ископаемого рассматривается исключительно в качестве процесса подготовки пород к выемке для удовлетворения только технологических требований к получению кондиционного размера куска. Это характерно для всех видов осваиваемого минерального сырья. Следует отметить также, что в настоящее время разрабатываемые месторождения в основном сложноструктурные и со сложными горно-геологическими условиями залегания и строения, где подготовка горных пород к выемке таких сложных по текстурным и структурным особенностям и вещественному составу локальных массивов является весьма сложной задачей.

На месторождениях мрамора отсутствие подхода к управлению качеством при подготовке к выемке горных пород приводит к значительному сокращению ассортимента товарной продукции при снижении его качества и объема, вплоть до экономической нецелесообразности разработки месторождения [65, 260].

Уникальной сырьевой базой России белого мрамора в мировом масштабе является группа месторождений Еленинское [64, 241]. Сложные горно-геологические особенности данного месторождения накладывают ряд ограничений на ее разработку (рисунок 1.32). Месторождение представлено падением под углом $50-65^{\circ}$ слоев в виде складок, сложенных послойно от белого до серого мрамора и включений доломитизированных и ожелезненных мраморов.

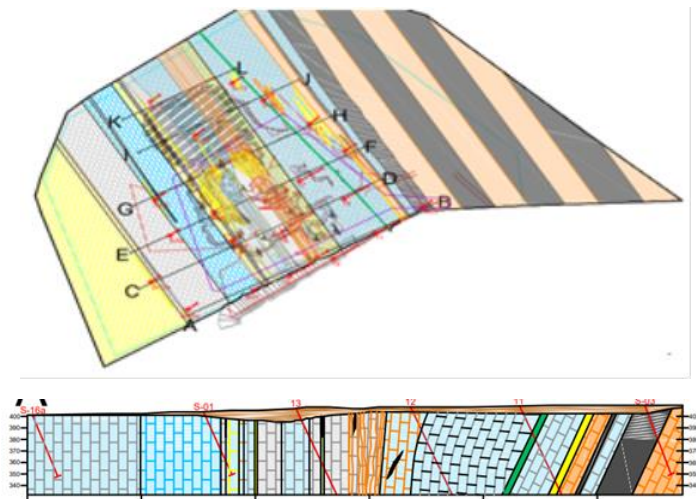


Рисунок 1.32 – Геологическое строение группы месторождений Еленинское

При существующих технологиях подготовки на стадиях добычи и переработки месторождений мрамора Еленинское и Полоцкое компании ООО «РИФ-Магнитогорск» приняты следующие виды товарной продукции (рисунки 1.33 и 1.34).



Рисунок 1.33 – Ассортимент товарной продукции мрамора месторождения Еленинское

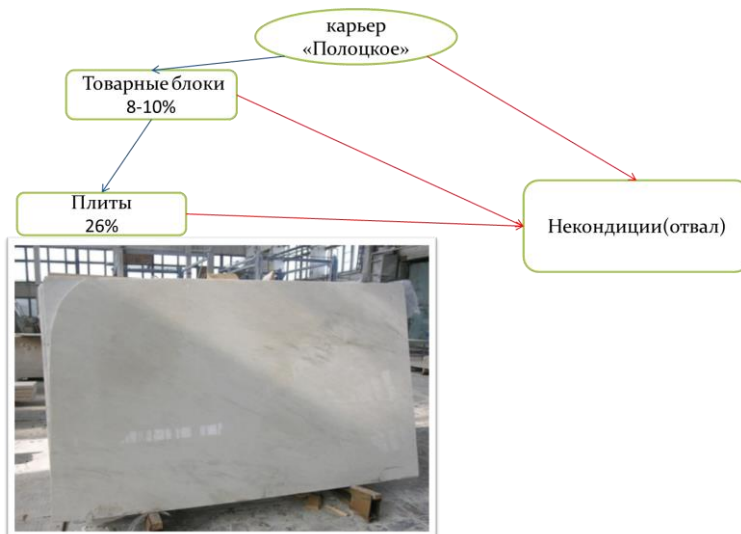


Рисунок 1.34 – Товарная продукция мрамора Месторождения Полоцкое

Еленинское месторождение мрамора отличается высокими показателями белизны (R_y и R_x) и низким показателем желтизны (Fe_2O_3). Товарная продукция Еленинского карьера – это щебень фракций 20-40 и 40-200 мм.

Особенность Еленинского месторождения в том, что массив не монолитен, а перебит включениями. Так, увеличение разубоживания ведет к снижению ценности продукции, вплоть до экономической нецелесообразности разработки месторождения (рисунок 1.35).

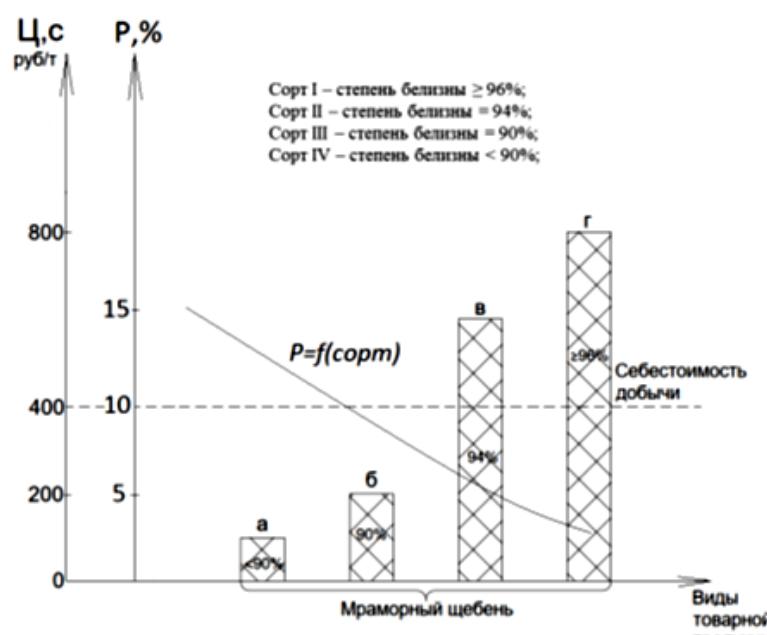


Рисунок 1.35 – Стоимость готовой продукции от разубоживания месторождений белого мрамора:

- а – фракционный щебень ($R_x < 90\%$); б – фракционный щебень ($R_x = 90\%$);
- в – фракционный щебень ($R_x = 94\%$); г – фракционный щебень ($R_x > 94\%$)

Принятая традиционная технология подготовки мрамора к выемке не позволяет управлять качеством полезного ископаемого. Существующая на предприятии буровзрывная подготовка – многорядное КЗВ – приводит к потерям мрамора до 18% за счет его переизмельчения.

Фракционный щебень 20–200 мм является исходным сырьем ДСУ, где на входе готовый продукт (20–40 мм) – 28%, сырье для получения ликвидной товарной продукции (40–200 мм) – 52% и продукт переизмельченный (вторичный отсев 5–20 мм) – 20%.

На месторождении Еленинское имеются технологические участки для добычи декоративного мрамора и щебня для производства микрокальцита. При

этом следует констатировать, что существующие технологии подготовки к выемке для комплексного освоения запасов месторождений мрамора и научно-методическая база разработаны на получение только одного вида товарной продукции непосредственно из массива в пределах осваиваемого участка недр. Фактически стоит выбор взаимоисключающих технологий подготовки мрамора:

1) декоративный мрамор (блоки) – механическая (алмазно-канатные и баровые машины);

2) мраморный щебень – буровзрывная подготовка за счет химической энергии ВВ.

Поэтому необходимы исследования вопроса обоснования технологии подготовки полезных ископаемых, позволяющих обеспечить максимальный выход видов и сортов товарной продукции и реализовать концепцию комплексного освоения месторождений мрамора.

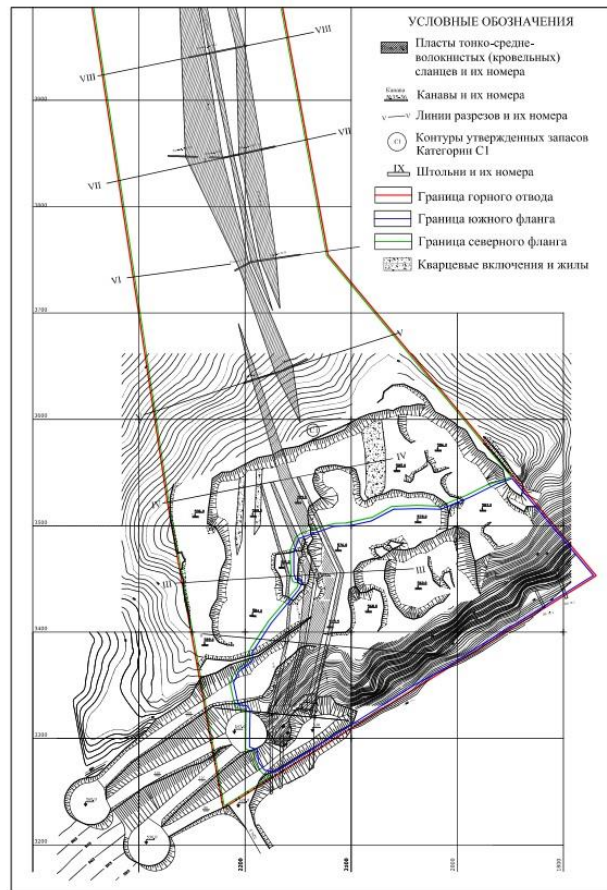
Такая же тенденция прослеживается и на сложноструктурных месторождениях кровельных сланцев, где предъявляются жесткие требования к качеству товарной продукции (отсутствие вредных кварцевых включений) [11, 42, 221, 264]. Месторождение Лысогорское (Южный Урал) является самым крупным и ярким представителем данного вида минерального сырья. Из-за разнообразия ассортимента товарной продукции и области ее применения развит свой постоянный рынок сбыта, но с жесткими требованиями к качеству (разубоживание равно нулю).

Массив Лысогорского месторождения характерен грубосланцевой толщей с присутствием жильных образований (кварцевые и карбонат-кварцевые включения) (рисунок 1.36). Согласно ТУ, товарная продукция предприятия не должна содержать вредных включений.

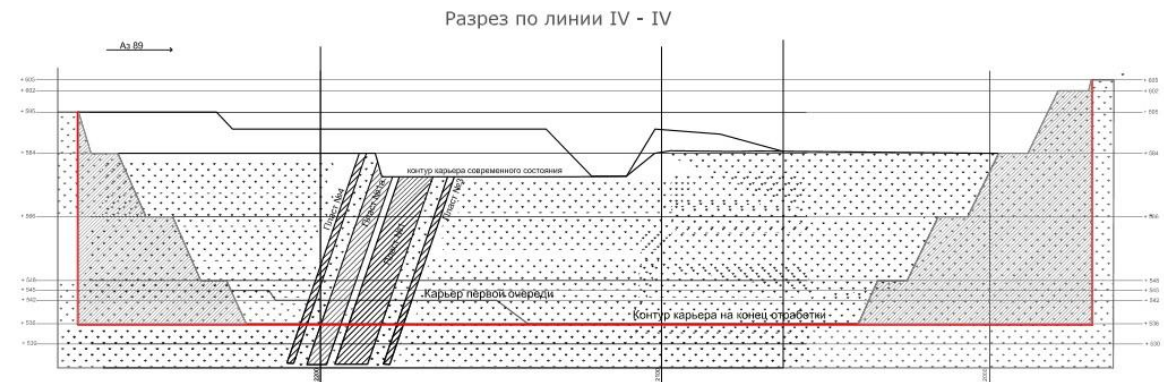
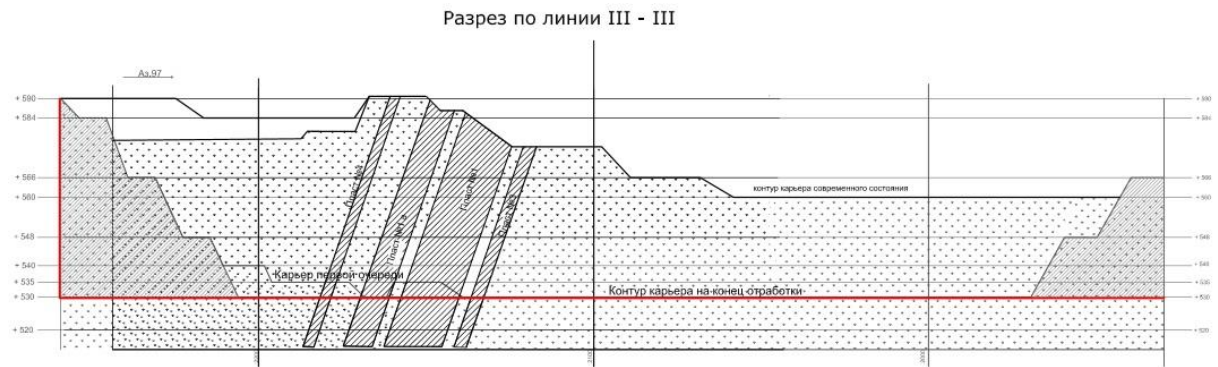


Рисунок 1.36 – Жилы сланца и вредные включения (кварцевые) на добычном уступе Лысогорского карьера

План современного состояния карьера представлены на рисунке 1.37.



а



б

Рисунок 1.37 – Современное состояние карьера Лысогорского месторождения кровельных сланцев:
а – план карьера; б – горно-геологические разрезы

Специфика многих сложноструктурных месторождений и применяемые технологии подготовки усложняют обоснование потерь и разубоживания минерального сырья с учетом принятых типовых методик и инструкций [29, 36, 83, 148, 173, 175]. В них отсутствует учет текстурно-структурных особенностей сложноструктурного массива: количество, мощность, азимут и угол падения вредных включений на контакте с полезным ископаемым, сочетание углов наклона контактов с направлением развития фронта горных работ с буровзрывной подготовкой горных пород к выемке.

При разработке сложноструктурных месторождений сырьевая оценка это информационный инструмент оптимизации параметров подготовки на стадиях добычи и переработки. Прослеживается связь между управлением качеством товарной продукции, технологией и параметрами процессов подготовки, нормированием потерь и разубоживания [7, 230].

Аналогичная ситуация и на известняковых месторождениях, где товарная продукция представляется сортовым сырьем в зависимости от глинизации и включений оксида магния. Рассмотрим на примере Чаньвинского месторождения известняка (Пермский край), являющегося в настоящее время единственной минеральной базой Березниковского содового завода [1033]. На месторождении имеются зоны с повышенным и высоким содержанием глин (ПВСГ), где происходит засорение массива, поэтому при выполнении буровзрывной подготовки к выемке известняка необходимо формировать развал с учетом геометризации (электротометрии [40, 150]) и плана сортовой оценки, исходя из типичности геологического строения (рисунок 1.38).

Уникальная чистота внутренней структуры известняка, отсутствие примесей – качественные свойства, необходимые в производстве соды и открытой геотехнологии. Комплексы глин развиты по трещинным, эндогенным плоскостям (рисунок 1.39).

Нормами содового производства предъявляются требования к химической чистоте извлекаемого CaCO_3 , формирующего сортность товарной продукции (рисунок 1.40).

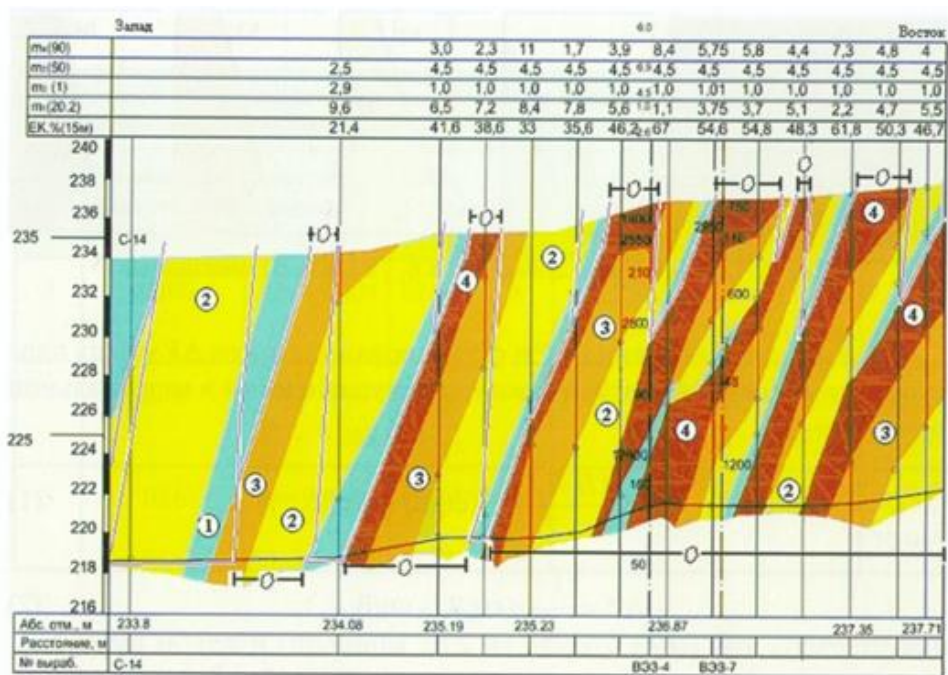


Рисунок 1.38 – Геологический разрез Чаньвинского месторождения известняка:
 O – граница формирования некондиционной массы

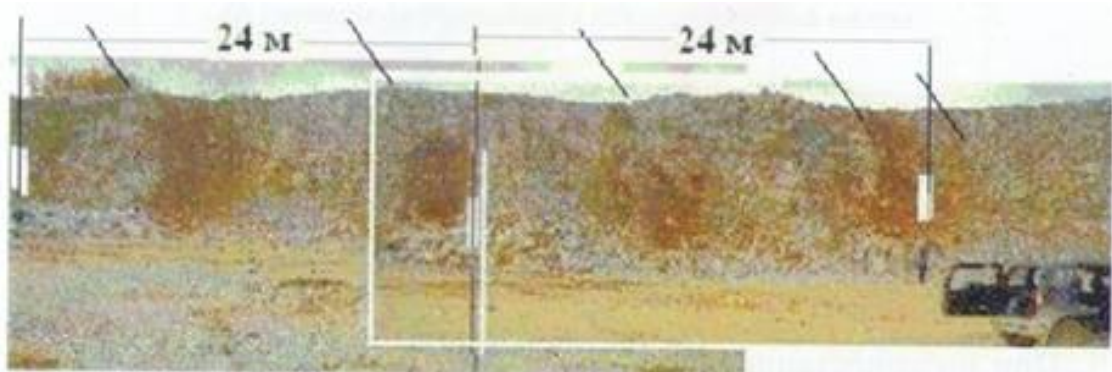


Рисунок 1.39 – Откос уступа Южного борта:
 +245 – верхняя бровка уступа; +235 – нижняя бровка уступа; «\» – угол падения
 (57 град.) на запад комплексов ПВСГ

Таким образом, геометрические параметры БВР и развала горной массы необходимо адаптировать и вписывать в зоны сортности известняка согласно геологии месторождения с учетом существующих методик [27, 230].

В угольной промышленности вариация зольности формирует количество потребителей и объем отгрузки сырья. Так, в условиях Ургалинского каменноугольного месторождения (АО «Ургалуголь», Хабаровский край) (рисунок 1.41-1.43) зольность свыше 21% ограничивает количество потребителей до 30 и объем добычи до 100 тыс. т/год, а снижение зольности до 17% увеличивает потребителей до 100 и более и, соответственно, объем отгрузки до 1,5 млн т (таблица 1.10).

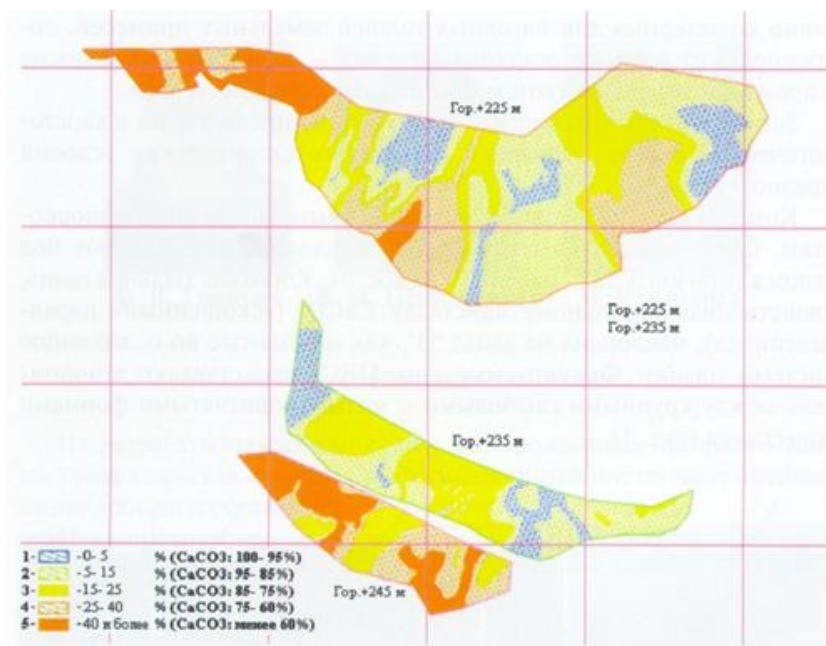


Рисунок 1.40 – Геометризация степени глинизации добычных блоков и товарная продукция (сортового сырья):

Сорт I (CaCO₃=95-100%, Σ K=0-5%); Сорт II (CaCO₃=85-95%, Σ K=5-15%);
 Сорт III (CaCO₃=75-85%, Σ K=15-25%); Сорт IV (CaCO₃=60-75%, Σ K=25-40%);
 Сорт V CaCO₃<60%, Σ K>40%)

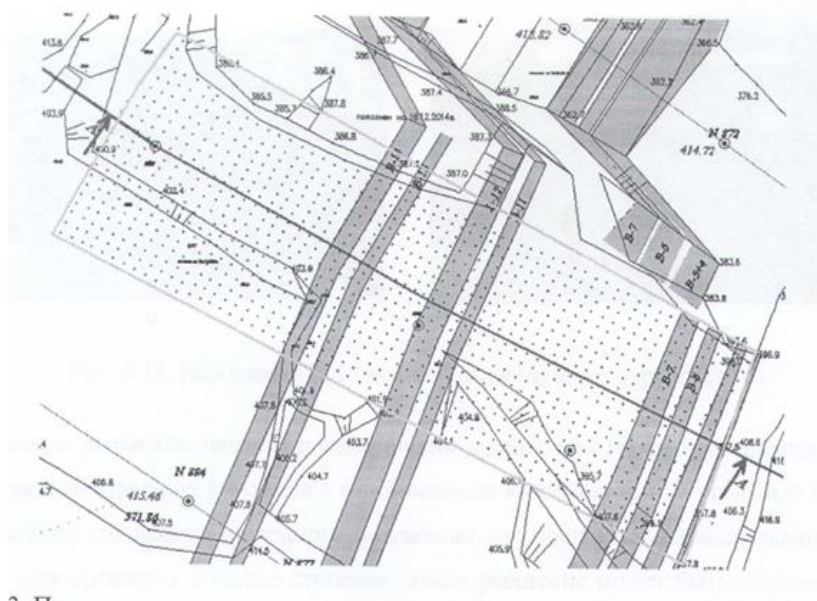


Рисунок 1.41 – План участка разреза «Буреинский-2»

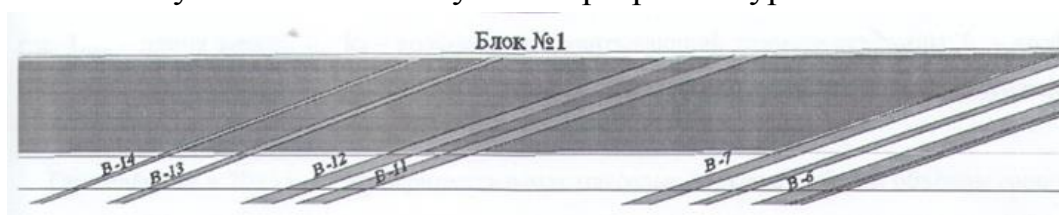


Рисунок 1.42 – Геологический разрез по линии А-А сближенных наклонных и пологих угольных пластов

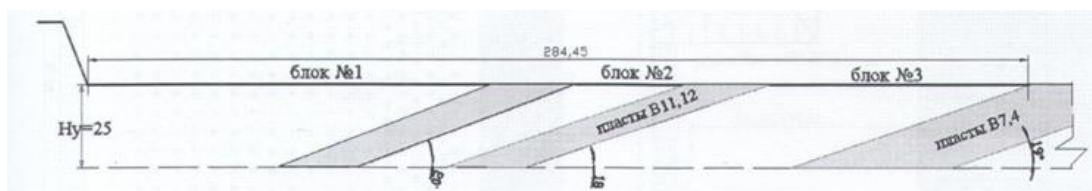


Рисунок 1.43 – Добычной уступ и параметры рабочей площадки

Таблица 1.10 – Районирование запасов по качественным показателям, влияющих на эффективность отработки месторождения

Зольность, %	Теплота сгорания, ккал/кг	Возможное количество потребителей	Возможный объем отгрузки (тыс.т)
21-26	4500-4800	<30	100
18-20	4500-4900	<40	200
14-17	5100-5500	>100	1500

Т.е., ужесточаются требования к качеству продукции угольной промышленности, ориентированной на энергетику: средняя зольность отгружаемого угля в РФ в 1991 г. составляла 18,2%, в 2020 – 13% [274].

В строительной отрасли одним из основных качественных показателей к товарной продукции горного производства является лещадность (рисунок 1.44), которая определяет объем выпуска строительного камня по стоимостным группам отличающимся в 4 раза (рисунок 1.45).

В таблице 1.11 представлено ранжирование групп по лещадности.



а



б

Рисунок 1.44 – Вид товарной продукции (щебень) в зависимости от лещадности:

а – 5-я группа (пластинчатый щебень) – лещадность от 35 до 50 %;

б – 1-я группа (кубовидный щебень) – лещадность до 10 %

Таблица 1.11 – Классификация групп строительного камня по лещадности

№ группы	Лещадность, %
1	До 10
2	10-15
3	15-25
4	25-35
5	35-50

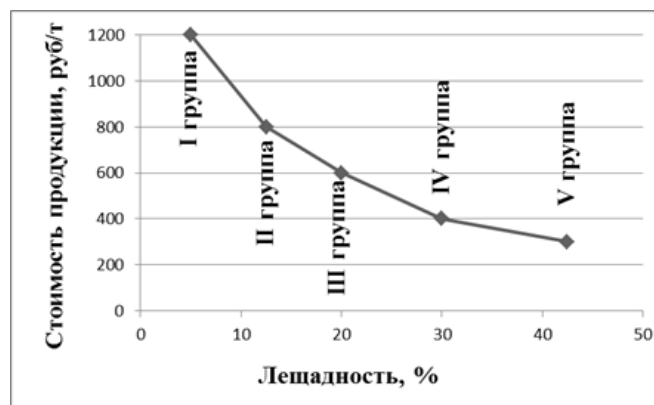


Рисунок 1.45 – Зависимость стоимости товарной продукции (щебень) в зависимости от лещадности

В горнорудной промышленности на железорудных карьерах наблюдается тенденция снижения качества руды с глубиной отработки. Прослеживается изменение и отклонение содержания полезного компонента (Me, Fe) в сторону снижения и, соответственно, увеличения отклонения от требований к сырью (рисунки 1.46 и 1.47).

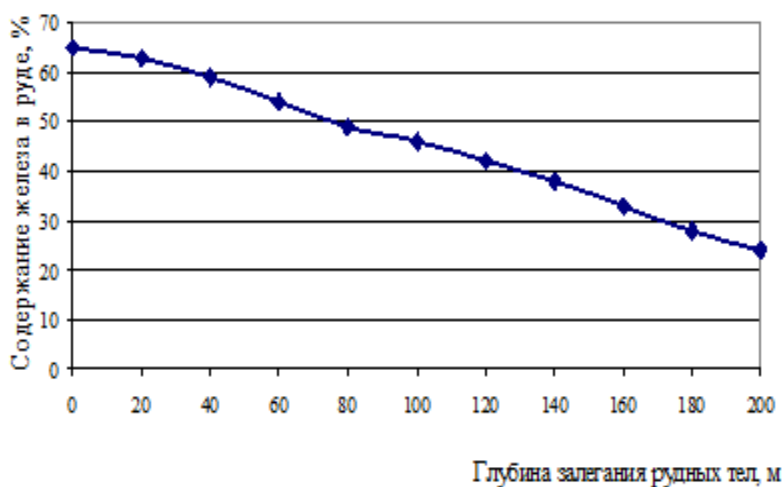


Рисунок 1.46 – Изменение среднего содержания металла в рудной залежи при увеличении глубины ее залегания для условий ПАО «ММК» (карьер М.Куйбас)

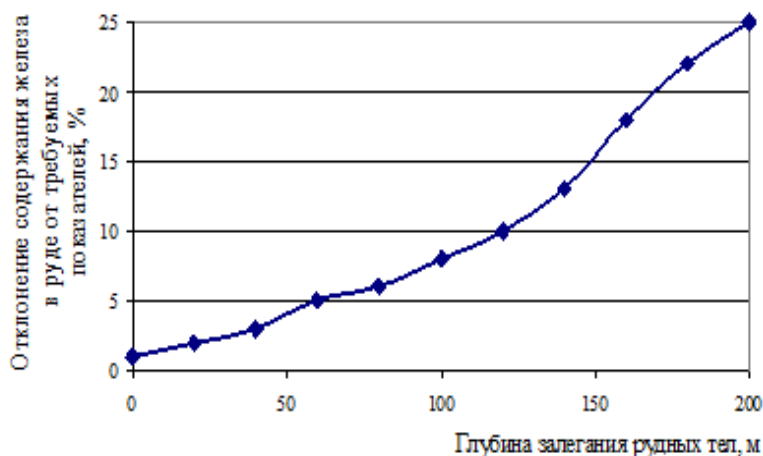


Рисунок 1.47 – Отклонение содержания металла в рудной залежи при увеличении глубины ее залегания для условий ПАО ММК» (карьер М.Куйбас)

Исследования физико-механических свойств горных пород, слагающих месторождение Малый Куйбас, показали увеличение плотности и крепости с глубиной разработки, поэтому необходимо пересматривать требования к качеству буровзрывной подготовки.

Следует отметить, что научно-методическая база управления качеством минерального сырья на этапе подготовки пород к выемке не рассматривает особенности сложноструктурных месторождений с учетом выхода максимального количества видов и объемов продукции высокоценных сортов при повышении эффективности функционирования горно-перерабатывающего предприятия.

В работе под сложноструктурными месторождениями понимаются месторождения, геологическое строение и структурные особенности которых по показателю сложности залежи $\lambda_{сл.зал}$ составляет более 0,2 и частоте включений (пересечений) $v_{вкл}$ менее 0,8, что позволяет учитывать площадь контактов, объем запасов, число пересечений включений пропластов и различных сортов полезного ископаемого (таблица 1.12). Расчет показателей сложности залежи и частоты включений (пересечений) осуществляются по следующим формулам:

$$\lambda_{сл.зал} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{сорти}^{конт}}{\sum_{i=1}^n Q_{сорти}^{ну}}, \quad (1.42)$$

где $\lambda_{сл.зал}$ – показатель сложности залежи, 1/м; $S_{сорти}^{конт}$ – площадь контакта i -го сорта полезного ископаемого с вмещающими породами (включениями, другими сортами полезного ископаемого), м²; $Q_{сорти}^{ну}$ – запасы (объем) i -го сорта полезного ископаемого месторождения (участка), м³.

$$v_{вкл} = \frac{\sum_{i=1}^n m_{сорти}^{ну} N_{сорти}^{ну}}{\sum_{i=1}^n m_{сорти}^{ну} N_{сорти}^{ну} + \sum_{j=1}^k m_{вклj} N_{вклj}}, \quad (1.43)$$

где $v_{вкл}$ – частота включений (пересечений); $N_{сорти}^{ну}$ – число пересечения i -го сорта полезного ископаемого по месторождению (участку); $m_{сорти}^{ну}$ – мощность пересечения i -го сорта полезного ископаемого по месторождению (участку); n – количество сортов полезного ископаемого месторождения (участка); $N_{вклj}$ – число пересечения j -го пропласта вмещающих пород и вредных включений по месторожде-

нию (участку); $m_{вклj}$ – мощность пересечения j -го пропласта вмещающих пород и вредных включений по месторождению (участку); k – количество пропластов вмещающих пород и вредных включений по месторождению (участку).

Таблица 1.12 – Классификация по сложности структурного строения месторождений (участков) твердых полезных ископаемых

Группа месторождений (участков)		Показатели изменчивости структурного строения	
		$\lambda_{сл.заль}$ 1/м	$v_{вкл}$
1-я	Простого структурного строения	0-0,2	0,8-0,9
2-я	Сложного структурного строения	0,2-0,3	0,6-0,8
3-я	Очень сложного структурного строения	0,3-0,4	0,4-0,6
4-я	Весьма сложного структурного строения	>0,4	<0,4

На основании анализа выполнена систематизация физико-механических свойств различных видов полезного ископаемого сложноструктурных месторождений (таблица 1.13).

Таблица 1.13 – Физико-механические характеристики сложноструктурных видов твердых полезных ископаемых

Типы полезного ископаемого	Физико-механические характеристики		
	Плотность ρ , кг/м ³	Категория трещиноватости	Крепость по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова
Руда	2,9-4,9	I-V	10-21
Уголь	0,9-1,8	I-III	1-8
Декоративный камень	2,2-2,8	IV-V	8-16
Строительный камень (материал)	1,2-3,0	I-V	6-16

В современных условиях эффективность предприятий обуславливается обеспечением постоянно растущих требований к качеству товарной продукции и его ассортименту. Следует отметить, что обеспечение заданных показателей качества выполнения буровзрывных работ в условиях сложноструктурных месторождений без изменения подхода к обоснованию параметров взрывной подготовки не представляется возможным, поскольку сегодня основными критериями качества вы-

полнения процесса подготовки пород к выемке являются выход негабарита, кондиционный и средний размер куска, не учитывающие возможность управления качеством минерального сырья с учетом потерь и разубоживания на контактах сложноструктурных массивов.

Таким образом, качество и виды товарной продукции являются основополагающими и определяющими факторами при выборе технологии и обосновании параметров подготовки пород к выемке в условиях открытой геотехнологии.

С целью повышения эффективности горнодобывающих предприятий, осваивающих запасы сложноструктурных месторождений, необходимо развитие научно-методических основ управления качеством минерального сырья при открытой разработке на этапе подготовки горных пород к выемке.

Выводы по главе 1

1. В результате анализа отечественной и зарубежной практики опыта и направлений управления качеством минерального сырья и ведения буровзрывных работ установлено, что в настоящее время технология взрывного дробления является исключительно подготовкой пород к выемке природных массивов с точки зрения удовлетворения технологических требований (геометрические параметры горного оборудования) добычи и переработки и не рассматривается как процесс управления качеством минерального сырья.

2. Увеличение спектра и ассортимента товарной продукции при обеспечении максимальной прибыли от реализации готовой продукции с учетом требования к качеству минерального сырья достигается обоснованием технологии подготовки и параметров буровзрывных работ.

3. Научно-методическая база выбора технологии и обоснования параметров подготовки к выемке горных пород учитывает гипотезы разрушения и методики, основанные на перераспределении энергии взрыва (регулирование параметров взрывного импульса, изменение напряженного состояния массива, регулирование энергией взрыва за счет изменения граничных условий). В условиях сложноструктурных месторождений высокая степень анизотропии и повышенные требования к качеству не только взрывной подготовки, но и к готовой продукции

существующие методики не обеспечивают высокую эффективности горно-перерабатывающего производства.

4. Научно-методическая база управления качеством минерального сырья на этапе подготовки пород к выемке не рассматривает особенности сложноструктурных месторождений с учетом выхода максимального количества видов и объемов продукции высокоценных сортов при повышении эффективности функционирования горно-перерабатывающего предприятия.

5. Анализ энергоемкости всех технологических процессов открытой геотехнологии сложноструктурных месторождений установил, что процесс выемки и транспортирование следует считать условно-постоянными. При этом основная доля управляемых затрат относится к этапу дробления на стадии переработки и подготовки пород к выемке на этапе добычи. Обоснование технологии подготовки на стадии добычи и переработки необходимо выполнять по показателю интегральной энергоемкости процессов разрушения.

6. Предложена классификация по сложности структурного строения месторождений полезных ископаемых и его участков, учитывающая показатели изменчивости структурного строения: показатель сложности залежи $\lambda_{\text{сл.зал}}$ и частота включений (пересечений) $\nu_{\text{вкл}}$, значения которых составляют соответственно более 0,2 и менее 0,8.

7. Систематизированы физико-механические свойства различных видов полезного ископаемого сложноструктурных месторождений, позволяющие с учетом принципов управления качеством минерального сырья обосновывать методы обеспечения качеством горных работ на этапе подготовки горных пород к выемке.

2 РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ

2.1 Обоснование концепции управления качеством минерального сырья на этапе подготовки к выемке пород сложноструктурных массивов с целью повышения эффективности его переработки

В современных условиях показатели качества процесса подготовки к выемке пород природных массивов (выход негабарита, кондиционный и средний размер куска) определяются геометрическими размерами приемных емкостей горно-транспортного оборудования и отверстий перерабатывающих установок. При этом дробление и переизмельчение при подготовке минерального сырья на стадии переработки является самым энергоемким процессом. Поэтому важно проработать вопрос дезинтеграции с точки зрения селективного разрушения при подготовке минерального сырья на стадии добычи с учетом показателя интегральной энергоемкости процессов разрушения. При этом текстурно-структурные характеристики полезного ископаемого, его вещественный состав оказывают важное влияние на эффективность процесса подготовки минерального сырья и всего горно-перерабатывающего предприятия [93, 257]. Поэтому вопрос о необходимости применения селективной подготовки полезного ископаемого на стадиях добычи и переработки является весьма актуальным.

В теории и практике взрывного дела в последнее десятилетие используется термин «дезинтеграция». В работе под *дезинтеграцией* понимается селективное разупрочнение или разрушение природного массива или структурной единицы на отдельные частицы или куски с сформированными контрастными структурными элементами раскрытия и разделения.

Структурный элемент раскрытия – это вариативный (по стадиям разрушения) фрагмент горной породы, обладающий контрастом физико-механических и структурных характеристик, готовый к дезинтеграции и освобождению полезных компонентов с формированием групп по сортам и видам товарной продукции

различными методами. Размер структурного элемента раскрытия определяется текстурой (структурой) полезного ископаемого, свойствами сформированных групп и показателями качества добычи и переработки минерального сырья.

Структурный элемент разделения – это вариативный (по стадиям разделения) кусок горной породы с концентрацией выделяемых минералов (полезных компонентов), сортов и видов товарной продукции, превышающей порог чувствительности метода дезинтеграции. На стадии подготовки пород к выемке (открытая геотехнология) это могут быть рудные и нерудные минералы, выделяемые по признакам разделения. На последующих стадиях дезинтеграции разделительные признаки могут меняться в зависимости от типа минерального сырья и характеристик структурных элементов раскрытия. То есть дезинтеграция – это группирование структурных элементов разделения для следующего этапа разрушения с учетом технологии и соответствующей ей горного оборудования и механизмов.

В условиях сложноструктурных месторождений, где товарная продукция представлена широким спектром и ассортиментом, такое последовательное группирование структурных элементов раскрытия и разделения при подготовке на стадиях добычи и переработки позволяет управлять качеством минерального сырья и комплексно осваивать участок недр. Виду и сорту товарной продукции соответствует свой состав и размеры структурных элементов раскрытия и разделения. То есть обоснование технологии и параметров взрывной подготовки сложноструктурных массивов в современных рыночных условиях определяет цикличность преобразования продуктов дезинтеграции в процессах подготовки минерального сырья при добыче и переработке (рисунок 2.1).

Иерархии I уровня – это первый технологический процесс подготовки горных пород к выемке открытой геотехнологии (буровзрывная или механическая подготовка), где физико-механические свойства пород, вещественный состав и структурные особенности массива формируют усредненные группы структурных элементов раскрытия для последующего разделения по развалу горной массы.

Роль структурных характеристик минерального сырья на стадиях добычи и переработки при селективном разрушении возрастает при увеличении числа

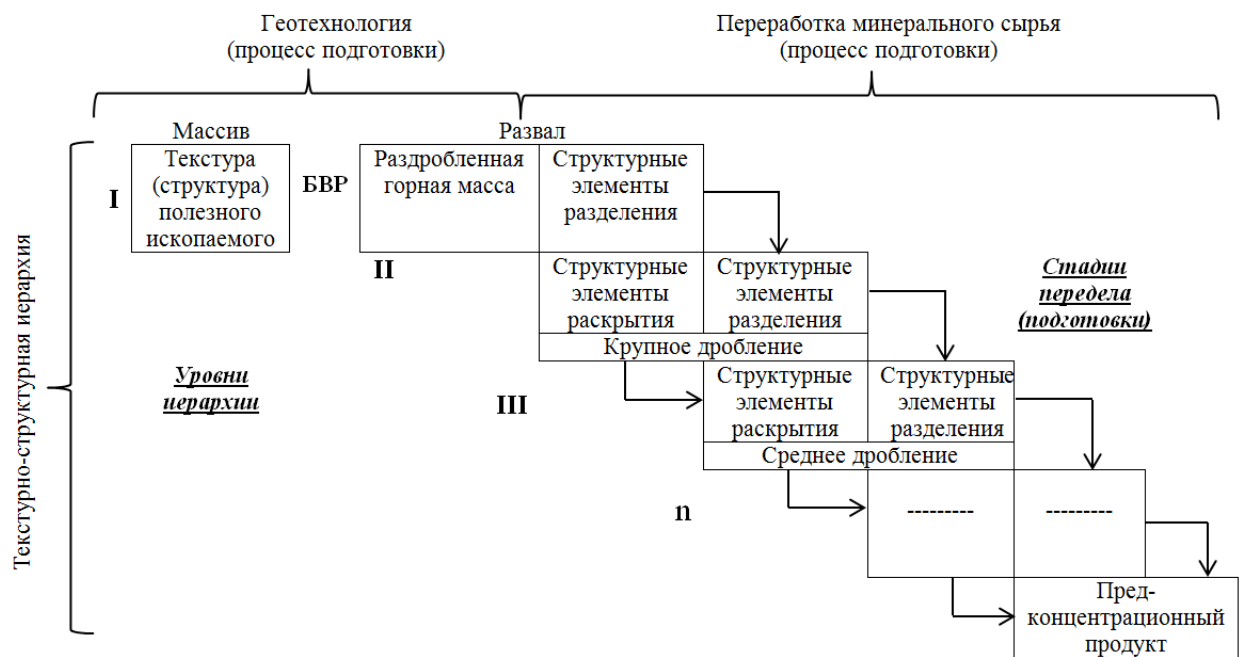


Рисунок 2.1 – Стадийность (цикличность) преобразования при дезинтеграции (селективном разрушении) и иерархия процессов подготовки минерального сырья на этапах добычи и переработки

товарных групп за счет уменьшения размеров отдельных фрагментов, что ведет к обоснованию технологии и структуры комплексной механизации на этапах подготовки. То есть подготовка на стадиях добычи и переработки минерального сырья – это последовательное преобразование контрастных структурных элементов раскрытия (структурный массив) в структурные элементы разделения (раздробленная горная масса и отдельные фрагменты), а структурные элементы разделения – это контрастные структурные элементы раскрытия следующей стадии (цикла) и т.д. до всех видов товарной (готовой) продукции.

Таким образом, в условиях сложноструктурного массива и неравномерности распределения физико-механических свойств подготовку минерального сырья к переработке необходимо начинать на начальной стадии разрушения, с первого технологического процесса – подготовки к выемке породного массива.

В предлагаемой концепции качество подготовки горных пород к выемке путем дезинтеграции (селективного разрушения) природного сложноструктурного массива является основным направлением повышения эффективности добычи и переработки минерального сырья при комплексном освоении месторождения, где получение недропользователем широкого спектра видов и ассортимента сортов

товарной продукции – это основная цель при получении максимальной прибыли от реализации готовой продукции с заданными потребительскими и технологическими свойствами.

Это в первую очередь относится к сложноструктурным месторождениям, поскольку в отличие от месторождений с простым геологическим строением, где повышение эффективности достигается преимущественно увеличением производительности, применением высокоуступной геотехнологии и высокопроизводительных горнотранспортных комплексов, селективная же добыча требует дополнительных затрат и усложнение технологии подготовки горных пород к выемке при неизбежном снижении производительности. Невозможность технологически обеспечить селективную подготовку и выемку приводит к увеличению объемов низкосортного сырья, а в отдельных случаях к полной потере потребительских свойств высокоценных видов и сортов товарной продукции. При этом сегодня оценка качества выполнения горных работ осуществляется отдельно по технологическим процессам и переделам, поэтому на этапе подготовки пород к выемке должны учитываться требования потребителей к минеральному сырью и конечной продукции, которыми являются не только обогатительные фабрики, но и участники рынка (рисунок 2.2).

В настоящее время взрывная подготовка пород к выемке на открытых горных работах является одним из основных способов подготовки к выемке крепких пород. Это способ высокоэнергетического объемного воздействия на породный массив, ведущий к образованию и развитию микро- и макроразрушений до определенной крупности (отдельности) на всех структурных уровнях иерархии. Энергоемкость процессов подготовки на стадиях дробления при переработке в несколько раз выше энергоемкости буровзрывной подготовки, несмотря на значительную разницу в стоимости химической энергии ВВ и электроэнергии [184, 185]. Таким образом, управление энергией на стадии подготовки пород к выемке для дезинтеграции (селективного разрушения) сложноструктурного природного массива при оптимизации суммарных энергозатрат процессов подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья является весьма актуальной задачей.

Управление качеством минерального сырья				
Интегральная энергоёмкость процессов разрушения Стоимость готовой продукции	Месторождения простого геологического строения			
	Открытая геотехнология			ОПИ
	Качество товарной продукции	Качество горных работ (управление качеством горной массы путем формирования грузопотоков)		Качество готовой продукции
	Содержание полезного компонента ($a_{ПК}$)			
	Потери $\downarrow = f(\text{Разубоживание}) \uparrow$			Среднее содержание полезного компонента ($a_{ПК}$)
	Сложно-структурные месторождения			
	Открытая геотехнология			ОПИ
	Качество товарной продукции	Качество горных работ (управление качеством на этапе подготовки пород к выемке)		Качество готовой продукции
	Виды и сорта товарной продукции, где Цена=f(Сорт)			
		Стадийность	Условно-постоянные	
Потери $\uparrow = f(\text{Разубоживание}) \downarrow$ Разубоживание $\downarrow = f(\text{Сорт}) \uparrow$			Выход высокосортной готовой продукции, где Цена=f(Сорт)	

Рисунок 2.2 – Управление качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождениях и с простым геологическим строением

Для достижения качественных показателей добычи минерального сырья при обосновании технологии и оптимизации параметров БВР, снижения энергоёмкости процесса подготовки на стадии переработки занимались многие ученые XX и XXI вв. [120, 106, 156, 222]. Установлено, что ими не в полной мере рассмотрены вопросы комплексного освоения недр сложноструктурных месторождений, а именно рассмотрены технико-экономические модели с учетом технологических принципов и доказано, что взрывная подготовка снижает суммарную энергоёмкость всех последующих процессов разрушения.

Таким образом, в современных условиях сложноструктурные месторождения рассматриваются с точки зрения негативных факторов и сложности горно-геологических условий и технологической разработки, и не рассматриваются как потенциальные месторождения для производства товарной продукции с высокими ценными сортами, дорогостоящими компонентами, высокими декоративными свойствами. С целью реализации потенциала сложноструктурных месторождений и технологических схем управления качеством минерального сырья обоснована концепция (рисунок 2.3).

Сложноструктурные месторождения полезных ископаемых													
Негативные факторы и условия (горногеологические; технологические)						Эффективность подготовки: $e_{\text{подг}} = \sum_{i=1}^n e_{\text{подг}i}^{\text{ОГР}} + \sum_{j=1}^m e_{\text{подг}j}^{\text{ОПИ}} \rightarrow \min(\max)$ $\mathcal{E}_{\text{подг}} = f(\Phi M, K, e_{\text{подг}}, Ц_{\text{компл}}) \rightarrow \max,$							
Положительные факторы и условия (сортность; многокомпонентность; декоративность; высокая ценность)													
Заказчик (потребитель)													
<ul style="list-style-type: none"> Максимальный объем товарной продукции без учета возможного количества сортов; Максимальная совокупная стоимость товарной продукции с учетом всех возможных сортов 													
Показатели качества минерального сырья:						Месторождения по видам полезного ископаемого:							
1.Содержание полезного компонента						А. Рудные							
2.Содержание вредных примесей (включений)						Б. Угольные							
3.Гранулометрический состав						В. Декоративного камня							
4.Сортность						Г. Строительных материалов							
5.Трещиноватость													
Районирование карьерного поля по текстурно-структурным особенностям – основное условие управление качеством минерального сырья													
Принципы управления качеством минерального сырья для достижения показателей													
Разделение (селективное) 2; 3; 4; 5			Усреднение (смешение) 1; 2; 3			Разупрочнение 3; 4; 5			Переизмельчение 2; 3				
Методы управления качеством горных работ на этапе подготовки горных пород к выемке													
Буровзрывной						Механический							
1А; 2Г; 3А;3Б; 3Г;				3А; 3Б; 3Г; 4Б; 4Г;				1А; 5А; 5Б;5Г		4В; 5В		2Г;4Б; 4Г	
Многорядное КЗВ	Однорядное КЗВ	Каскадное взрывание	Диаметр заряда	Эмульсионные ВВ	Конструкция заряда	Многоточечное инициирование	Расширители	Парнооближенные заряды	Алмазно-канатные машины	Баровые машины	Гидромолоты		
Показатели качества горных работ на этапе подготовки горных пород к выемке													
$\Pi=f(P); P \rightarrow \max; \Pi \rightarrow 0$				$\Pi=f(P); P \rightarrow 0; \Pi \rightarrow \max$				$\Pi=f(H^+); P=f(H^+)$		$\Pi=f(T); P=f(T)$		$\Pi=f(P)$	

Рисунок 2.3 - Концепция управления качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке

Таким образом, предложенная концепция управления качеством минерального сырья на этапе подготовки открытой геотехнологии, решает две основные задачи:

1) отделение от массива с учетом геометрических параметров горно-транспортного оборудования;

2) дезинтеграция (селективное разрушение) природного массива на заданную кусковатость (гранулометрический состав заданных фракций) согласно структурных особенностей и обеспечения требований кондиций.

То есть структурное строение массива и вещественный состав, распределенный в объеме при взрывном воздействии, вызывает разделение на отдельные крупные куски, имеющие фрагменты с некоторой укрупненной совокупностью объединяющих признаков (факторов):

- виды и сорта полезного ископаемого, содержание полезных компонентов;
- содержание вредных примесей (включений).

Блочность (трещиноватость), а также механизмы волновой и динамической теории взрыва являются основными факторами, влияющими на селективное разрушение по слагающим блокам массива с учетом акустической жесткости, где в мало- и среднетрещиноватых горных породах разрушение происходит как за счет волн напряжений, распространяющихся от заряда в сторону свободной поверхности и во все стороны, так и за счет волны, отраженной от открытой поверхности, а давление газообразных продуктов взрыва оказывает основное поршневое разрушающее действие в мелкотрещиноватых горных породах [61, 85, 161, 239].

Так, напряжения, генерируемые взрывом скважинного заряда, прямо пропорциональны скорости смещения в рассматриваемых точках массива и акустической жесткости:

$$\sigma_{сж(p)} = \rho_0 C_p V_{сж(p)}, \quad (2.1)$$

где $\sigma_{сж(p)}$ – сжимающие (растягивающие) напряжения, Па; ρ_0 – плотность горной породы, кг/м³; C_p – скорость распространения продольной упругой волны в массиве (образце), м/с; $V_{сж(p)}$ – скорость смещения массива при действии сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

На основе анализа гипотез и механизмов разрушения установлено, что процесс разрушения сложноструктурного массива происходит в соответствии с механизмами динамической и волновой теории взрыва. Спецификой производства буровзрывных работ в условиях сложноструктурного массива с наличием значительного количества свободных поверхностей является как эффект усиления отраженных волн, так и эффект их гашения за счет преломления. В работе с учетом данных особенностей обосновано применение принципа автомодельности, учитывающего текстурно-структурные особенности и селективное разрушение среды при условии равенства или превышения скоростей смещения критических значений, генерируемых взрывом напряжений [161, 163].

С целью эффективного использования химической энергии взрыва в работе при определении параметров взрывной подготовки и расчетах критических скоростей смещения массива дополнительно предлагается учитывать показатели акустической жесткости вредных включений и трещиноватости массива:

$$V_{кр}^{сж(р)} = \frac{\sigma_{сж(р)}}{\rho_0 C_p \cdot \rho_B C_{p(B)} / (\rho_0 C_p + \rho_B C_{p(B)})} K_d K_m, \quad (2.2)$$

где $V_{кр}^{сж(р)}$ – скорость смещения массива (критическая), при которой происходит разрушение, за счет сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с; $\rho_0 C_p$ ($\rho_B C_{p(B)}$) – акустическая жесткость полезного ископаемого (вмещающих пород); K_d – коэффициент динамичности; K_m – коэффициент, учитывающий трещиноватость.

Условием разрушения среды, отделение от массива и перемещения является равенство или превышение возникающих при взрывном нагружении массива скоростей смещения критическим значениям:

$$V_{сж(р)} \geq V_{кр}^{сж(р)}, \quad (2.3)$$

где $V_{сж(р)}$ – скорость смещения среды при воздействии сжимающих (растягивающих) динамических напряжений, м/с; $V_{кр}^{сж(р)}$ – минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которой происходит разрушение за счет сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Возникающие при взрыве скорости смещения массива в данной точке определяются по формуле [169, 170]:

$$V_{сж(p)} = k_v \bar{r}^{-\nu}, \quad (2.4)$$

где k_v – сейсмический коэффициент пропорциональности, зависящий от упругих параметров разрушаемых горных пород [3].

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\rho_0} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2} = \sqrt[3]{\frac{C_p}{\rho_0} \left(1 - \frac{4C_p^2}{3C_p^2}\right)^2}, \quad (2.5)$$

где μ – коэффициент Пуассона; $\nu = 0,25$ – показатель степени; \bar{r} – эквивалентное приведенное расстояние, м/кг^{1/3}.

Эквивалентное приведенное расстояние определяется по формуле [4]:

$$\bar{r} = \frac{r_n}{\sqrt[3]{Q_{экр}}}, \quad (2.6)$$

где r_n – расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда, м; $Q_{экр}$ – эквивалентная масса заряда, кг.

Таким образом, при взрывной подготовке к выемке горных пород размеры длин упругих волн, распространяющихся в сложноструктурном массиве, соизмеримы с неоднородностью и трещиноватостью структурных отдельностей. Это приводит к проявлению резонансных явлений, поэтому механизм разрушения волновой теории является основным, способным усилить эффект селективной разрушения природного массива, что позволяет издавать сгенерированную упругую волну различной длины путем регулирования параметрами взрывного импульса и в целом БВР:

- энергетические параметры (тип ВВ и масса его заряда);
- конструктивные параметры (конструкция зарядов ВВ);
- геометрические параметры (ЛСПП, ЛНС, сетка скважин);
- короткозамедленное взрывание (интервалы замедлений и число ступеней замедления).

Получаем, что взрывная подготовка массива горных пород позволяет получить не хаотичное распределение грансостав по фракциям, а с размерами ряда, соответствующего структурным неоднородностям и вещественному составу для

последующей подготовки на стадии переработки. А управление качеством минерального сырья и энергозатратами на этапе подготовки путем дезинтеграция (селективное разрушение) на стадиях добычи и переработки является не только процессом качественного отделения от массива, но и формирует структурные элементы разделения, пригодные для процесса подготовки стадии переработки минерального сырья по требующим кондициям.

На первой стадии подготовки минерального сырья при переработке взорванной горной массы выделяются куски (структурные блоки 500 мм и ниже) с концентрированными признаками по сортности. При этом взрывная подготовка кроме разрушения массива дополнительно решает задачу увеличения микротрещин (микронарушений), что позволяет снизить энергоемкость последующих стадий переработки – мелкого дробления и измельчения.

В настоящее время, существующие подходы и методики в теории и практике подготовки пород к выемке позволяют оценивать структурные свойства горных пород (трещиноватость и неоднородность) как в массиве, так и в развале, что позволяет решать вопрос селективной подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья. При этом, современные геомеханические и геологические модели позволяют определять дополненные параметры неоднородности сложно-структурного природного массива по различным физико-механическим свойствам, структурным и вещественным характеристикам. И как следствие, совершенствование технологии подготовки и определение рациональных параметров с учетом структурных особенностей массива является важной задачей дезинтеграции (селективного разрушения) на структурные элементы раскрытия (разделения) с генерацией микротрещин на соответствующем уровне.

Данный подход позволяет при подготовке на стадии добычи многокомпонентных или многосортных полезных ископаемых получать необходимую концентрированно-усредненную совокупность кусков горной массы по сортам или содержанию извлекаемых полезных компонентов. Предлагаемый подход работает и в условиях моно месторождений, то есть с однородной структурой, но при этом, может быть макроструктурная неоднородность в массиве в виде вредных вклю-

чений (примесей) [183], что определяет качество минерального сырья и необходимость селективной подготовки на этапе подготовки пород к выемке. То есть, структурные характеристики и вещественный состав полезного ископаемого, влияющие на процесс подготовки обогатительного передела, являются критерием селективной подготовки на стадии добычи, что позволяет формировать эффективные режимы дробления и измельчения.

Таким образом, селективная подготовка минерального сырья это иерархия структур и процессов разрушения на стадиях добычи и переработки, где подготовка пород к выемке занимает высокий масштабный уровень (см. рисунок 2.1), а в целом, селективная подготовка рассматривается как совокупность технологий подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья с учетом цикличности структурных элементов раскрытия и разделения по широкому спектру характеристик (вещественному составу, структурным и физико-механическим свойствам), формирующих различные группы горной массы на всех стадиях, начиная с взрывной подготовки. Поэтому, на этапе проектирования параметров принятой технологии подготовки необходимо выполнять районирование карьерного поля по данным геологической разведки и выполнять их корректировку в период эксплуатационной разведки.

Процесс подготовки пород на стадиях добычи и переработки является энергозатратным, поэтому его следует рассматривать не только с технологической и технической точки зрения, но и с технико-экономической путем увязки в единую экономическую модель перераспределения затрат (материальных, трудовых, энергетических, финансовых и организационных) и с учетом требований к качеству минерального сырья. Установлено, что повышение качества взрывной подготовки ведет к увеличению затрат, но при этом к снижению затрат на дальнейших стадиях подготовки, и в итоге к повышению эффективности стадии обогатительного передела минерального сырья. То есть, позволяет перераспределить ресурсы по процессам и создать оптимальную технологию подготовки на стадиях добычи и переработки с учетом технико-экономических критерий. Предлагаемая модель, описывается математически с учетом целевой функции и системы ограничений:

$$\mathcal{E}_{\text{подг}} = f(\Phi M, K, T, C_{\text{комп}}) \rightarrow \max, \quad (2.7)$$

$$\begin{cases} \Phi M = f(\text{трещиноватость, крепость}); \\ K = f(\text{текстура(структура), содержание(п.к., примеси), потери, засорение}); \\ T = f(\text{БВР, МП(ОГР), МП(ОПИ)}); \\ C_{\text{комп}} = f(\text{продукция, сортность, цена}). \end{cases}$$

где ΦM – физико-механические свойства горных пород в массиве (крепость, прочность, блочность и трещиноватость), определяющие вид и сортность товарной продукции минерального сырья; K – качество минерального сырья, формирующее качество процесса подготовки на стадиях добычи и переработки; T – технология подготовки минерального сырья на стадиях добычи и переработки; БВР – подготовка минерального сырья к выемке с помощью буровзрывных работ; МП (ОГР) – подготовка минерального сырья с помощью механического оборудования при открытой геотехнологии; МП (ОПИ) – подготовка минерального сырья с помощью горного оборудования при обогащении; $C_{\text{комп}}$ – совокупная ценность товарной продукции.

Совокупная ценность всех видов товарной продукции, учитывающая технологически возможные виды (сорта) товарной продукции минерального сырья, определяется по зависимости:

$$C_{\text{комп}} = V_m \sum_{\substack{i=1 \\ m=j \\ j=1}}^{n=i} (D_i C_i + D_j C_j), \quad (2.8)$$

при этом
$$\left(\sum_{i=1}^m D_i + \sum_{j=1}^n D_j \right) \leq 1, \quad (2.9)$$

$$1 - \left(\sum_{i=1}^m D_i + \sum_{j=1}^n D_j \right) = P, \quad (2.10)$$

где V_m – балансовые запасы, т (м^3); D_i – доля объема i -го вида (сорта) товарной продукции; C_i – стоимость единицы i -го вида (сорта) товарной продукции; D_j – доля объема j -го фракционного состава в общем объеме вмещающих пород; C_j – стоимость единицы j -ой фракции, руб/т(м^3); n – число фракций в объеме вмещающих пород; P – потери, доля ед.

Выбор технологии подготовки минерального сырья на стадиях добычи и переработки выполняется с учетом оптимальной интегральной энергоемкости для сложноструктурных месторождений (ф.1.14) и с учетом минимальных удельных затрат для месторождений простого геологического строения:

$$Z_y = (Z_{БВР} + Z_{МП(ОГР)} + Z_{В-П} + Z_{mp-m} + Z_{МП(ОПИ)}) \rightarrow \min, \quad (2.11)$$

где $Z_{БВР}$ – удельные затраты при применении технологии подготовки минерального сырья к выемке с помощью буровзрывных работ, руб/т(м³); $Z_{МП(ОГР)}$ – удельные затраты при применении технологии подготовки минерального сырья к выемке с помощью механического оборудования при открытой геотехнологии, руб/т(м³); $Z_{В-П}$ – удельные затраты процесса выемки и погрузки горной массы, руб/т(м³); Z_{mp-m} – удельные затраты процесса транспортирования горной массы, руб/т(м³); $Z_{МП(ОПИ)}$ – удельные затраты при применении технологии подготовки с помощью горного оборудования при обогащении, руб/т(м³).

В современных условиях все виды минерального сырья, обладающие потребительской ценностью, добываются и перерабатываются по соответствующим традиционным технологиям и согласно общепринятым технико-экономическим моделям. Также, намечена тенденция комплексной отработки месторождения с низкосортным строительным сырьем, что с точки зрения селективной подготовки на стадиях добычи и переработки является основным аспектом использования его в качестве инструмента комплексного и рационального недропользования.

Таким образом, предлагаемая концепция подготовки минерального сырья, позволяет повысить эффективность горно-перерабатывающего предприятия путем обоснования технологии и параметров подготовки на стадиях добычи и переработки. Это позволяет формировать горную массу с заданной кусковатостью и селективными признаками структурных элементов раскрытия и разделения по видам и сортам товарной продукции и выбора технологических схем, горного оборудования и режимов дробления на следующих стадиях переработки.

Для обеспечения эффективности добычи и переработки полезного ископаемого с точки зрения формирования структурных элементов по ценности товарной

продукции необходимо провести исследования в области качественных показателей минерального сырья и факторов, оказывающих влияние на их качество и процесс подготовки к выемке природных сложноструктурных массивов.

2.2 Систематизация показателей качества минерального сырья и технологий взрывной подготовки, определяющих эффективность его переработки

В структуре горно-перерабатывающих предприятий на каждом технологическом процессе показатели качества минерального сырья оказывает различное влияние на качество товарной продукции. Так для рудных месторождений содержание полезных компонентов в сырой руде влияет на технико-экономические показатели обогатительного передела [115]. В связи с этим обеспечение качества важно осуществлять на ранних стадиях производства, в частности, при выполнении процесса подготовки пород к выемке. При этом, оценка колебания показателей качества руды и полезного ископаемого в целом, а также их своевременный учет оказывает существенное влияние на эффективность горно-обогатительного производства, где резкие колебания и низкие показатели качества ведут к серьезным экономическим потерям при ее добыче и переработке [267, 268].

Поэтому, одна из главных задач открытой геотехнологии для эффективного функционирования и экономической целесообразности работы горно-обогатительного предприятия, а именно геолого-маркшейдерской службы и технологического производства, это повышение и поддержание постоянства качественных показателей, где их учет осуществляет на разных стадиях освоения минерального сырья, начиная с ранних стадий геологического изучения (поисковая, детальная и эксплуатационная разведка), а также оперативного опробования при перспективном и текущем планировании в период разработки месторождения [97].

Текстурно-структурные особенности, формирующие структурные элементы раскрытия и разделения, можно оценить на стадии геологической разведки, наряду с их физическими и химическими свойствами, определяющими вид минерального сырья. Это показатель качества породы – RQD (Rock Quality Designation), предло-

женный Д. Диром в 1963 для различных оценок гражданского строительства, на основании которого была создана однопараметровая классификационная система [55]. В настоящее время показатель RQD используется во всех системах и стандартах для классификации скальных грунтов и скального массива в целом [47].

Так, RQD , %, – показатель качества пород, определяется как процентное отношение суммарной длины сохранных (неразрушившихся) кусков керна длиной более 10 см к длине пробуренного интервала в скважине (рисунок 2.3) или (в общем виде) отношение суммарной длины цельных интервалов пород контура выработки длиной более 10 см, каждый ограниченный естественными трещинами, к общей длине замера:

$$RQD = \frac{\sum_{i=1}^n L_i}{L} 100, \% , \quad (2.12)$$

где L_i – длина цельных интервалов (отдельностей) пород контура выработки длиной более 10 см; n – количество интервалов (отдельностей); L – общая длина замеров, м.

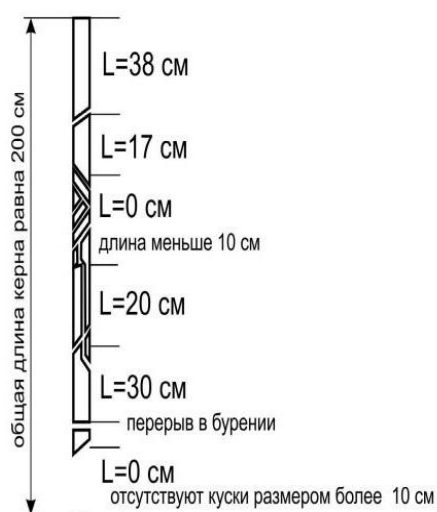


Рисунок 2.3 – Схема к определению RQD -показателя качества пород на примере пробуренного керна ($RQD = 52,5\%$)

Таким образом, показатель качества пород связан функционально с коэффициентом трещиноватости – основным текстурно-структурным показателем взрываемого массива по следующей зависимости:

$$RQD = 115 - 3J_V , \quad (2.13)$$

где J_V – количество трещин на 1 м.

Показатель J_V определяется по зависимости:

$$J_V = \sum_{j=1}^m S_j, \quad (2.14)$$

где S_j – среднее расстояние между трещинами в метрах для каждой системы трещин; m – количество систем трещин.

При обосновании технологии и параметров подготовки пород к выемке и в целом открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений необходимо использовать полную и достоверную информацию о строении (трещиноватость и анизотропность) и свойствах природного массива (содержание полезного компонента, физико-механические свойства, декоративность, зольность, наличие вредных включений, белизна и т.д.) на стадии геологической разведки.

Так, при обосновании открытой геотехнологии и технологии подготовки пород к выемке на месторождениях мрамора необходимо определить основные критерии качества товарной продукции: для декоративного камня это блочность (трещиноватость) и декоративность, для щебня – степень белизны и желтизны, гранулометрический состав и выход негабарита. Подготовка декоративного камня к выемке осуществляется с применением алмазно-канатных и баровых машин, а фракционного щебня на микрокальцит с помощью буровзрывных работ и механического рыхления (бутобоями и фрезерными комбайнами) (рисунок 2.4).

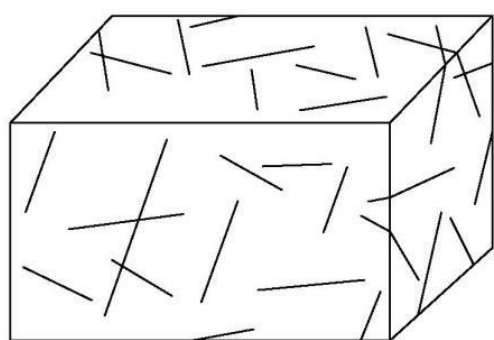


Рисунок 2.4 – Технологии подготовки мрамора к выемке по виду товарной продукции

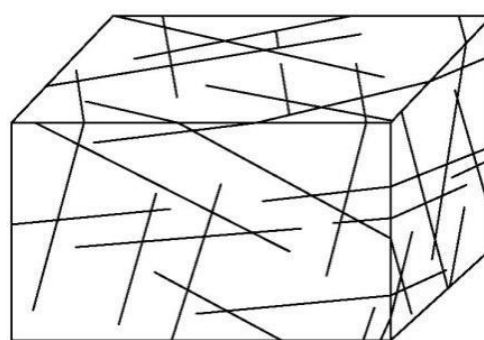
При обосновании технологии подготовки декоративного камня и как следствие выбор открытой геотехнологии осуществляется на основе геологических данных о трещиноватости (блочности) месторождения [220].

Автором [145] предложена классификация горных массивов по проницаемости твердой фазы системой трещин (рисунок 2.5):

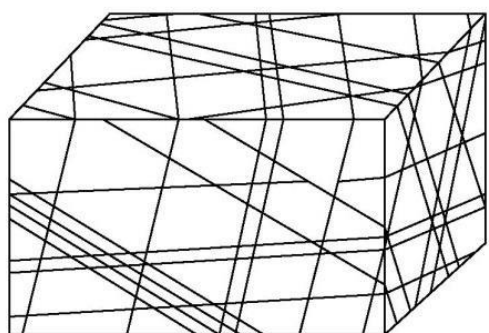
- 1 тип – массивы сплошные;
- 2 тип – массивы не полностью растрескавшиеся;
- 3 тип – массивы полностью трещиноватые;
- 4 тип – массивы обломочные, несцементированные.



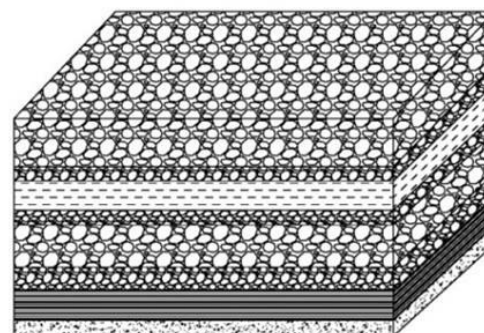
Тип 1



Тип 2



Тип 3



Тип 4

Рисунок 2.5 – Классификация горных массивов по проницаемости твердой фазы системой трещин (Л. Мюллер)

Кроме того, существует классификация массивов скальных пород по трещиноватости и содержанию крупных кусков Межведомственной комиссии по взрывному делу [90] (таблица 2.1), где основным классификационным признаком степени трещиноватости всех пород является среднее расстояние между трещинами (исключение – слоистые породы).

Категория трещиноватости (степень трещиноватости) пород определяется различными способами и методами. Так, на стадии проектирования: по геологическим кернам, фотопланиметрическими, акустическими и другими методами; в период эксплуатации при районировании (зонировании): фотопланиметрический метод.

Степень трещиноватости (блочности) оказывает определяющее влияние на качество товарного блока и технологию подготовки к выевке, где стоимость товарной продукции определяется и размерами отдельности и декоративностью.

Таблица 2.1 – Классификация массивов скальных пород по трещиноватости и содержанию крупных кусков Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория пород по трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Средний размер отдельности, м	Содержание, %, в массиве отдельностей размером крупнее, см			Акустический показатель трещиноватости A_i	Коэффициент структурного ослабления λ
				30	70	100		
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	>10	<0,1	<10	0	0	0,1-0,01	0,01-0,065
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	2-10	0,1-0,5	10-70	<30	<5	0,25-0,1	1-0,05
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	1-2	0,5-1,0	70-100	30-80	5-40	0,4-0,25	0,1-0,55
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0-0,65	1,0-1,5	100	80-90	40-80	0,6-0,4	0,5-0,9
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	<0,65		100	100	100	1-0,6	0,6-0,98

A_i – акустический показатель трещиноватости (отношение квадратов скоростей продольных волн в массиве и в образце данной породы);

λ – коэффициент структурного ослабления (отношение сцепления отдельного куска породы при отрыве от массива C_m к сцеплению ее в образце (куске) C_k).

Декоративность – одна из основных качественных характеристик природного камня [88, 251]. Так, декоративность мрамора определяет ценность для применения ее в строительстве и архитектуре. Декоративность - это структура мрамора, его прозрачность и окраска, которая оценивается по ГОСТ 9479-98 [49]:

I класс – малодекоративный природный мрамор (21,5 баллов) – для мрамора с полосами и гнездами гидроокислов железа;

II класс – декоративный природный мрамор (24,5 баллов).

Для условий месторождений белого мрамора (высокая степень белизны) наличие вредных включений (доломитизированные известняки и ожелезненные мрамора) влияет на декоративность, прочность и долговечность как декоративного блочного камня, так и строительного щебня для производства микрокальцита [32].

Таким образом, наибольшей стоимостью товарной продукции обладают участки месторождений белого мрамора (высокая степень белизны) с трещиноватостью пород III-V категорий, а породы с категориями трещиноватости I-III, не пригодные для получения декоративного блочного камня, используются для производства фракционного щебня (рисунок 2.6). Высокая степень белизны (не менее 96%) мраморного щебня позволяет получить наивысшую товарную ценность микрокальцита, что технологически при подготовке к выемке, исключая его разубоживание вредными включениями.

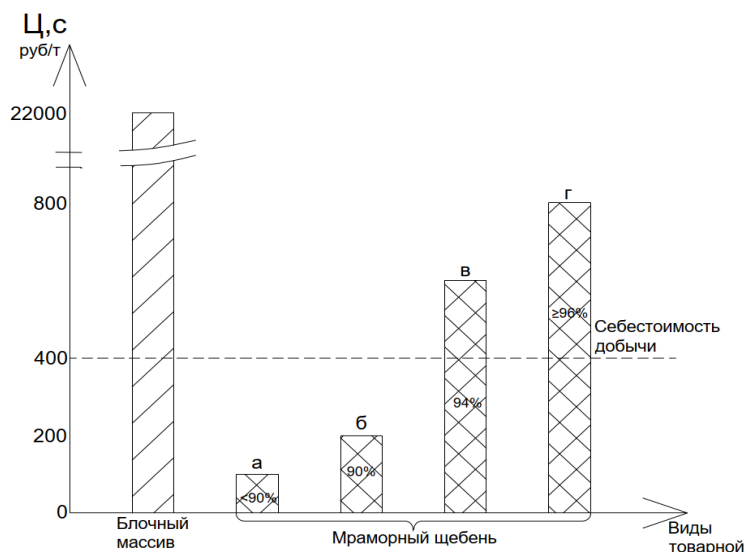


Рисунок 2.6 – Стоимость товарной продукции месторождений белого мрамора:

а – фракционный щебень ($R_x < 90\%$); б – фракционный щебень ($R_x = 90\%$); в – фракционный щебень ($R_x = 94\%$); г – фракционный щебень ($R_x > 94\%$)

Так как обоснование технологии подготовки к выемке зависит от вещественного состава, физико-механических свойств и структурных особенностей полезного ископаемого, нами были выполнены исследования трещиноватости (блочности) массива по кернам с учетом показателя качества породы – RQD на Полоцком месторождении мрамора (рисунок 2.7) и Алексеевском месторождении гранитов (рисунок 2.8).



Рисунок 2.7 – Керны Полоцкого месторождения мрамора в период эксплуатационной разведки



Рисунок 2.8 – Керны Алексеевского месторождения гранитов в период поисковой разведки

Горный массив месторождений по характеру трещиноватости в основном относится для Полоцкого месторождения к IV и V категориям, а Алексеевского к II-IV категориям. Участки I категории (сильнотрещиноватые) развиты вблизи поверхности, в контактных зонах и вблизи тектонических нарушений, которые характерны для обоих месторождений.

Блочность мрамора колеблется по количеству систем трещин от 0 до 10, что соответствует IV и V категориям, т.е. массив малотрещиноватый и в основном монолитный, а это – технология подготовки и добычи мраморных блоков путем механического отделения при локальном воздействии алмазно-канатных пил, баровых машин и клиньев.

Трещиноватость гранита в массиве неравномерна и отличается на два порядка – от практически монолитных до сильнотрещиноватых (от 0 до 35 количества трещин на метр). При этом велика вероятность появления весьма крупных блоков в развале, при применении буровзрывных работ, поэтому при определении параметров взрывной подготовки следует оценивать трещиноватость (блочность) взрываемого природного массива [34, 242].

Содержание отдельностей в массиве более +1000 мм находится в диапазоне 5–40%, что составляет 20–100 тыс. т крупноблочного массива при годовой производительности 400–1000 тыс. т. Это значительная величина, которая дает большой разброс крупности в развале полезного ископаемого и снижает производительность дробильно-сортировочного оборудования. Поэтому при расчете параметров взрывной подготовки необходимо учитывать наличие отдельностей с размерами – 1000–1500 мм природном массиве.

Максимальный размер отдельности гранита Алексеевского месторождения в массиве составляет 1,2–1,9 м, для среднетрещиноватых пород расстояние между трещинами составляет от 0,5 до 1,0 м, также встречается сильнотрещиноватый гранит с расстоянием между трещинами менее 0,2 м.

Оценка свойств массива всегда имеет вероятностный характер, поэтому с учетом справочных данных для гранита максимальные размеры отдельностей в массиве для среднетрещиноватых пород могут достигать 1,2–1,9 м при расстояниях между трещинами 0,6–1,0 м:

- 25–26% – отдельности в массиве (более 1200 мм);
- более 50% – отдельности в массиве (более 700 мм).

То есть для Алексеевского месторождения при расчете параметров взрывной подготовки необходимо принимать линейные размеры отдельности в массиве 700–1500 мм.

Рассмотрим и систематизируем показатели качества минерального сырья с точки зрения взрывной подготовки и эффективности процесса переработки.

Количество – понятие однозначное и выражается суммой единиц готовой продукции, соответствующий требованиям стандарта или ТУ [179].

Качество – многозначное понятие. В первом приближении оно представляется множеством, из которого большая часть выражается количественно. Единичные показатели характеризуют различные свойства рассматриваемого объекта разработки, а численные значения разных показателей выражаются в различных единицах [115].

В «Терминологическом словаре. Горное дело» [273] понятие «качество» в горном деле трактуется следующими терминологическими определениями.

Качество минерального сырья – свойство или совокупность свойств минеральных образований (добытой руды, хвостов обогащения, шлаков, зол и т.д.), идущих на нужды общества. К числу свойств относят вещественный (минералогический) состав, физико-механические и химические характеристики минерального сырья.

Качество полезного ископаемого – свойства или совокупность свойств части горного массива, содержащей полезный компонент (или компоненты) и извлекаемой из недр для удовлетворения потребностей общества в продукции горной промышленности. Различают физические (плотность, влажность и др.), механические (крепость, твердость и др.), химические (окисляемость) свойства, вещественный состав (гранулометрический состав, содержание полезных и вредных компонентов, сортность и пр.). Качество полезного ископаемого определяется ТУ или ГОСТами. Различают качество полезного ископаемого в массиве и отделенного от массива, оценивается коэффициентом изменения (снижения) качества – показателем разубоживания.

Качество продукции горного производства – совокупность свойств получаемой на горном предприятии продукции, определяющих степень пригодности ее для нужд общества. В горнорудной промышленности качество продукции горного производства оценивается, как правило, содержанием полезного компонента (или компонентов) в товарной продукции (концентрате и пр.), в угольной промышленности – зольностью товарного угля, сланцев; при добыче асбеста – длиной его волокна, слюды – размером пластины и пр. Требования к качеству продукции горного производства устанавливаются ГОСТами и ТУ.

Качество горных работ (качество подготовки горных пород к выемке) – это технический, технологический и организационный уровень горного производства, соответствующий специфическим условиям разработки месторождения.

Получаем, что качество буровзрывных и в целом горных работ оценивается:

- 1) показателями качества – потери (П) и разубоживание (Р);
- 2) стабильностью качественных свойств минерального сырья;
- 3) производительностью по полезному ископаемому;
- 4) технико-экономическими показателями.

В классическом трактовании:

Потери (П) – это часть балансовых запасов полезного ископаемого, которые не извлекаются из недр или поступают на отвал со вскрышными и вмещающими породами.

Разубоживание (Р) – это снижение качественных показателей в добытом полезном ископаемом по сравнению с недрами за счет перемешивания с вскрышными и вмещающими породами (включениями).

Как правило, разубоживание рассматривается в период разработки месторождения как показатель качества выполнения основных производственных процессов. На рисунке 2.9 представлены основные характерные участки (зоны) в массиве и развале, определяющие потери и разубоживание.

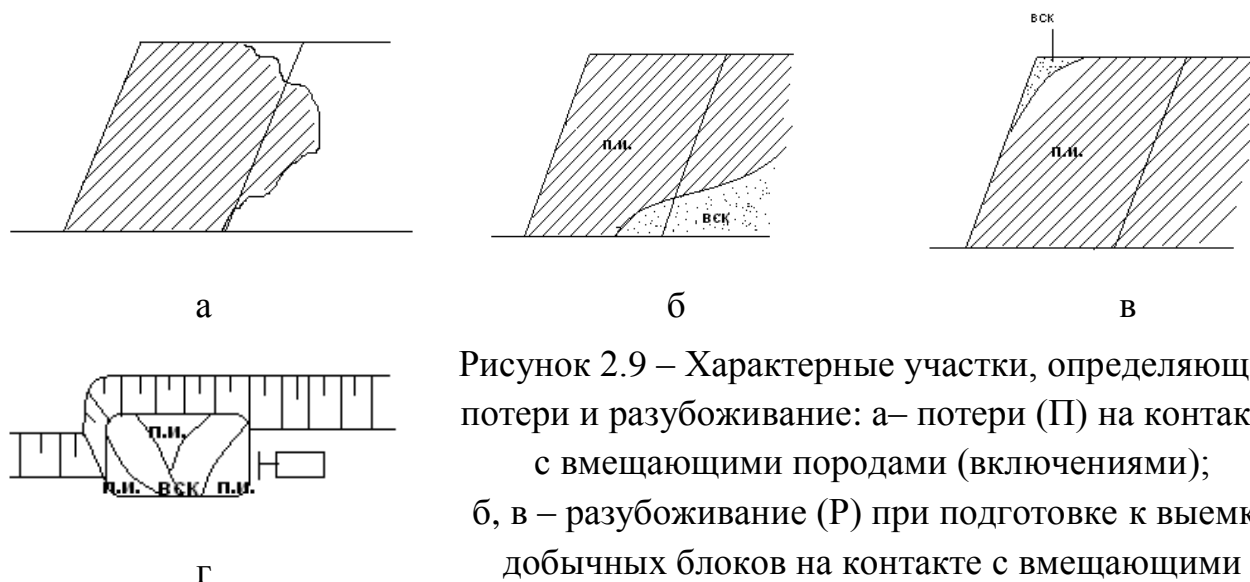


Рисунок 2.9 – Характерные участки, определяющие потери и разубоживание: а– потери (П) на контакте с вмещающими породами (включениями); б, в – разубоживание (Р) при подготовке к выемке добычных блоков на контакте с вмещающими породами (включениями); г – потери (П) и разубоживание (Р) при селективной или валовой выемке сложноструктурного развала

Потери и разубоживание характеризуются следующими показателями:

– Показатели потерь:

- 1) коэффициент потерь (П);
- 2) коэффициент извлечения (ε).

– Показатели разубоживания:

- 1) коэффициент разубоживания (Р);
- 2) коэффициент изменения (снижения) качества (ε');
- 3) коэффициент засорения (P_3).

Общепринятые зависимости и формулы, определяющие показатели потерь и разубоживания систематизированы по видам минерального сырья (полезного ископаемого) (таблица 2.2).

Не все показатели качества товарной продукции или минерального сырья одинаково и в равной степени оказывают влияние на общую эффективность горно-обогатительного производства. Так, при комплексном освоении участка недр и для группировки структурных элементов по сортам, видам товарной продукции и текстурно-структурным показателям качества используется целевой подход, где количество единичных параметров при оценке качества в целом определяется «категорией качества» [115, 179].

Таблица 2.2 – Систематизация показателей потерь и разубоживания по видам минерального сырья (полезного ископаемого)

Показатели потерь	Показатели разубоживания
<p>1. Коэффициент потерь Π – это доля теряемого полезного ископаемого (ПИ) из общих балансовых запасов</p> $\Pi = \frac{Q_{н(\delta)} - Q_{\delta}}{Q_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.15)$	<p>1. Коэффициент разубоживания P – это доля потерь содержания полезного компонента из общих балансовых запасов</p> $P = \frac{\alpha_{н(\delta)} - \alpha_{\delta}}{\alpha_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.18)$
<p>2. Коэффициент извлечения e – это доля извлекаемого ПИ из общих балансовых запасов</p> $e = \frac{Q_{\delta}}{Q_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.16)$	<p>2. Коэффициент засорения P_3 – это доля примешивания вмещающих пород в общем объеме добытого ПИ</p> $P_3 = \frac{Q_{в(р)}}{Q_{\delta}} 100 = \frac{\alpha_{н(\delta)} - \alpha_{\delta}}{\alpha_{н(\delta)} - \alpha_{в(р)}} 100, \% \quad (2.19)$
<p>3. Отсутствует</p>	<p>3. Коэффициент изменения (снижения) качества e^I – это доля содержания полезного компонента в добытом ПИ из общих балансовых запасов:</p> <p><u>рудные ПИ, горно-химическое сырье</u></p> $e^I = \frac{\alpha_{\delta}}{\alpha_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.20)$ <p><u>уголь</u></p> $e^I = \frac{100 - Z_{\delta}}{100 - Z_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.21)$ $P = \frac{Z_{\delta} - Z_{н(\delta)}}{100 - Z_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.22)$ <p><u>горючий сланец</u></p> $e^I = \frac{T_{\delta}}{T_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.23)$ $P = \frac{T_{н(\delta)} - T_{\delta}}{T_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.24)$ <p><u>нерудные ПИ</u></p> $e^I = \frac{Ц_{\delta}}{Ц_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.25)$ $P = \frac{Ц_{н(\delta)} - Ц_{\delta}}{Ц_{н(\delta)}} 100, \% \quad (2.26)$
$\Pi = 1 - e, \% \quad (2.17)$	$P = 1 - e^I, \% \quad (2.27)$
<p>Коэффициент интегрального извлечения</p> $\varepsilon_0 = \varepsilon \cdot \varepsilon^I = (1 - \Pi)(1 - P) \quad (2.28)$	

Примечание. $Q_{н(\delta)}$ – запасы минерального сырья (полезного ископаемого) в недрах или техногенных образованиях (балансовые запасы), т (m^3); Q_{δ} – добытые запасы минерального сырья (полезного ископаемого), т (m^3); $Q_{в(р)}$ – объем разубоживания (засорения), примешанные вскрышные и вмещающие породы, т (m^3); $\alpha_{н(\delta)}$ – содержание качественного показателя минерального сырья (полезного ископаемого) в недрах или техногенных образованиях (балансовых запасах), %; α_{δ} – содержание качественного показателя в добытом минеральном сырье (полезном ископаемом), %; $Z_{н(\delta)}$ – зольность угля в недрах (балансовых запасах), %; Z_{δ} – зольность добытого угля, %; $T_{н(\delta)}$ – теплота сгорания топлива в недрах (балансовых запасах), %; T_{δ} – теплота сгорания топлива, %; $Ц_{н(\delta)}$ – ценность минерального сырья (полезного ископаемого) в недрах (балансовых запасах), %; $Ц_{\delta}$ – ценность добытого минерального сырья (полезного ископаемого), %.

С точки зрения квалиметрии для горно-обогажительного производства большее значение имеют четыре категории качества:

- 1) абсолютное значение (теоретически возможное) – неограниченное количество учитываемых параметров;
- 2) потребительское качество – минимум показателей, необходимых для анализа функционирования предприятия;
- 3) оптимальное качество – совокупность признаков, учет которых обеспечивает максимальную эффективность предприятия;
- 4) символизирующее качество – приближенно или точно выраженное одним или минимальным количеством признаков.

Таким образом, в горном деле существует два понятия качества: качество минерального сырья (полезного ископаемого и готовой продукции) и качество горных работ.

В работе под качеством минерального сырья понимается свойство или совокупность свойств части массива, содержащего полезный компонент (или компоненты) или минеральные образования, удовлетворяющие степени пригодности для потребителей. При этом сегодня качество горных работ рассматривается как технический, технологический и организационный уровень горного производства, соответствующий специфическим условиям разработки месторождения. Для условий месторождений с простым геологическим строением природное качество минерального сырья является относительно стабильным, где управление качеством горных работ осуществляется с целью обеспечения производительности карьера по полезному ископаемому. На сложноструктурных месторождениях на качество минерального сырья, с учетом разнородности и наличия контактных зон, существенное влияние оказывают показатели потерь и разубоживания, величина которых обусловлена применяемой геотехнологией.

С точки зрения подготовки пород к выемке на сложноструктурных месторождениях эти два показателя качества необходимо связывать, поскольку качество горных работ (качество подготовки) определяет качество минерального сырья. При проектировании и эксплуатации месторождений качество горных работ оценивается коэффициентом изменения (снижения) качества e^I , %, который, как

уже было отмечено, является обратным показателем коэффициента разубоживания P , %. В работе при расчете показателей разубоживания в условиях сложноструктурных месторождений предлагается определять ценность полезного ископаемого в недрах и в отбитом от массива с учетом его типа и сортности:

$$e^I = \frac{\sum_{i=1}^n C_{Д}^{сорт\ i}}{\sum_{i=1}^n C_{н(\delta)}^{сорт\ i}} 100, \% \quad (2.29)$$

$$P = 1 - e^I = \frac{\sum_{i=1}^n C_{н(\delta)}^{сорт\ i} - \sum_{i=1}^n C_{Д}^{сорт\ i}}{\sum_{i=1}^n C_{н(\delta)}^{сорт\ i}} 100, \% \quad (2.30)$$

где $C_{н(\delta)}^{сорт\ i}$, $C_{Д}^{сорт\ i}$ – соответственно ценность полезного ископаемого i -го сорта в недрах (балансовые запасы) и отбитом от массива (добытого), руб./м³.

Исследованиями установлено, что качество подготовки определяет эффективность последующих технологических процессов, взаимосвязь показателей качества которых представлена в таблице 2.3.

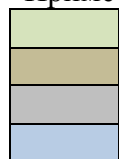
В сфере взрывной подготовки природных массивов выполнен достаточно большой объем теоретических и практических научных исследований. Однако разрушающее действие взрыва, особенно в сложноструктурных массивах, и качество дробления горных пород до настоящего времени изучены в недостаточной степени, т.к. учесть все факторы, характеризующие текстурно-структурные особенности и свойства разрушаемой среды, а также свойства и характеристики взрывчатых материалов и параметров буровзрывных работ, является сложной задачей процесса взрывной подготовки.

С целью определения сложноструктурных зон в работе систематизированы природные, технологические, техногенные, ограничивающие, технические и организационные факторы, оказывающие влияние на качество минерального сырья и процесс его разрушения (дезинтеграции) при подготовке горных пород к выемке (рисунок 2.10). Анализ представленных факторов по компенсации негативного влияния их на показатели взрывной подготовки с учетом разработки сложноструктурных месторождений свидетельствуют, что наиболее значимые для повышения качества минерального сырья и эффективности буровзрывного комплекса являются следующие технические, технологические и организационные решения:

Таблица 2.3 – Взаимосвязь показателей качества минерального сырья и процессов подготовки на стадиях добычи и переработки

Показатели качества минерального сырья и процесса подготовки к выемке (добыча)		Показатели качества минерального сырья на стадиях дробления и измельчения (переработка)				
		Рудные полезные ископаемые		Нерудные полезные ископаемые		
Ограничивающие условия	Показатели	Ограничивающие условия	Показатели	Ограничивающие условия	Показатели	Месторождения
<i>Геометрические условия</i> (Размеры приемных емкостей горнотранспортного оборудования и отверстий перерабатывающих комплексов)	- кондиционный размер куска	- Структура (текстура) полезного ископаемого; - структурные элементы раскрытия и разделения	- содержание полезного компонента	<i>Кондиции, товарная продукция (сортность)</i>	- зольность	угольные
	- средний размер куска		- содержание вредных примесей		- прочность, лещадность	
	- выход негабарита		- степень дробления		- белизна	белого мрамора
	- переизмельчение		- переизмельчение		- вредные (кварцевые) включения	
	- степень дробления		- гранулометрический состав		- глинизация	известняковые
	- гранулометрический состав		- потери		- степень дробления	
<i>Качественные условия</i> (отработка контактных зон сложно-структурных месторождений)	- потери	- разубоживание	- переизмельчение			
	- разубоживание	- выход продукта	- гранулометрический состав			
	- текстурно-структурные (трещиноватость, зоны качественных характеристик полезного ископаемого, зоны вмещающих пород и вредных включений)	- извлечение полезного компонента	- потери			
			- разубоживание			

Примечание. Области взаимосвязей показателей качества минерального сырья и процессов подготовки на стадиях добычи и переработки:



- геометрические условия (в большей степени для ОГР, чем для ОПИ);
- геометрические условия (в большей степени для ОПИ, чем для ОГР);
- качественные условия (технологические);
- качественные условия (текстурно-структурные).

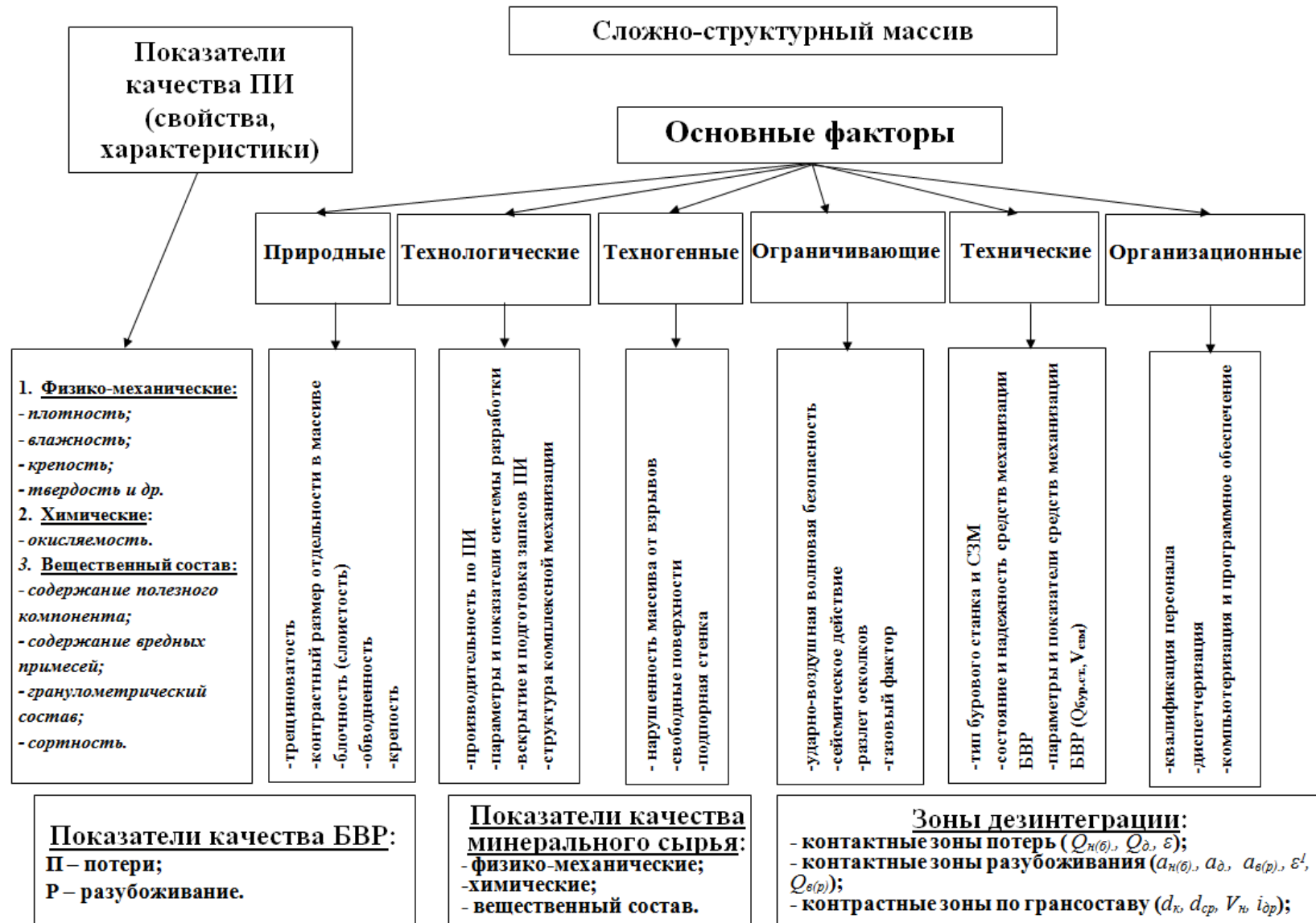


Рисунок 2.10 – Систематизация основных факторов, оказывающих влияние на качество минерального сырья и процесс дезинтеграции природных сложно-структурных массивов при БВР

- предварительное районирование карьерного поля на этапе геологической разведки по показателю качества породы RQD с учетом группировки структурных элементов по сортам, видам товарной продукции и текстурно-структурным показателям качества, а в период эксплуатации – по коэффициенту трещиноватости массива и его вещественному составу;

- обоснование технологии и параметров взрывной подготовки пород к выемке сложноструктурных массивов необходимо обеспечивать с точки зрения минимальных потерь и разубоживания для повышения качества товарной продукции и полноты освоения запасов минерального сырья;

- обоснование параметров взрывной подготовки с учетом снижения зоны нерегулируемого дробления для повышения качества минерального сырья;

- обоснование и корректировка параметров буровзрывных работ для повышения качества минерального сырья в условиях ограничивающих факторов безопасности (сейсмоакустический эффект, разлет осколков и газовый фактор).

Таким образом, в результате проведенных исследований выявлены и систематизированы показатели качества минерального сырья и факторы, оказывающие на них влияние и процесс дезинтеграции природных сложноструктурных массивов при взрывной подготовке. С учетом рассмотренных факторов предложены технические, технологические и организационные решения, позволяющие получать товарную продукцию требуемого качества путем обоснования параметров буровзрывной подготовки для обеспечения эффективности функционирования горно-обогатительного предприятия.

Обеспечение показателей качества товарной продукции при разработке сложноструктурных месторождений достигается технологическими решениями, применяемыми в процессе подготовки пород к выемке. Для повышения полноты освоения запасов данных типов месторождений необходимы исследования в области методологических подходов и принципов снижения потерь и разубоживания, определяющих качество взрывной подготовки.

2.3. Развитие методологических подходов и принципов снижения потерь и разубоживания при взрывной подготовке, обуславливающих управление качеством минерального сырья

Согласно отраслевой инструкции по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче [272], в работе предложена методика определения потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых на сложноструктурных месторождениях.

В условиях сложноструктурных месторождений основными зонами потерь и разубоживания являются контактные зоны не только полезного ископаемого и вмещающих пород, но и его разных сортов в массиве.

Объемы потерь и разубоживания обычно определяются прямым и косвенным способами. Прямой – измерение теряемых и разубоживаемых объемов на разрезах и в планах залежи на эксплуатационных блоках (масштаб М 1:100, М 1:200). Контакты при этом следует спрямлять (усреднять).

Объем потерь Q_n , т(м³), определяется по формуле:

$$Q_n = \overline{S}_n \cdot l \cdot \gamma_p, \quad (2.31)$$

где \overline{S}_n – средняя площадь поперечного сечения теряемой призмы, м².

В работе использовали прямой способ определения потерь и разубоживания с учетом направления развития фронта работ на уступе (рисунки 2.11 и 2.12):

а) Направление развития фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha > \beta$), объем потерь – Q_n (FCG):

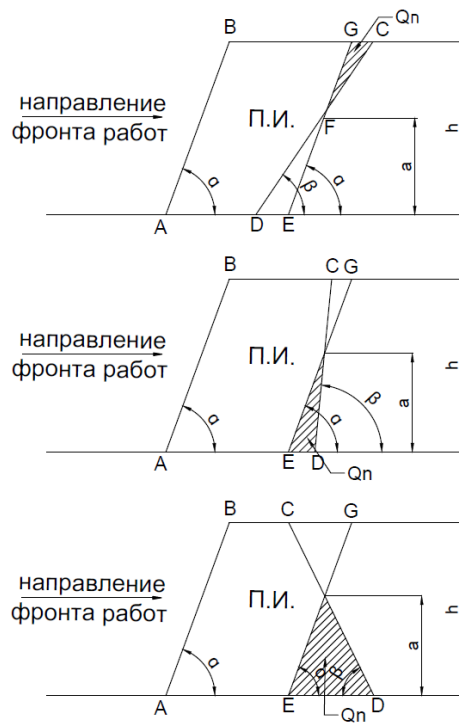
$$Q_n = S_n \cdot l \cdot \gamma = \frac{(h-a)^2}{2} \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) \cdot l \cdot \gamma; \quad (2.32)$$

б) Направление развития фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha < \beta$), объем потерь – Q_n (EDF):

$$Q_n = S_n \cdot l \cdot \gamma = \frac{a^2}{2} \cdot (\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta) \cdot l \cdot \gamma; \quad (2.33)$$

в) Направление развития фронта работ от лежащего бока залежи к висячему, объем потерь – Q_n (EDF):

$$Q_n = S_n \cdot l \cdot \gamma = \frac{(h-a)^2}{2} \cdot (\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\beta) \cdot l \cdot \gamma. \quad (2.34)$$



а) Направление фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha > \beta$)

б) Направление фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha < \beta$)

в) Направление фронта работ от лежачего бока залежи к висячему

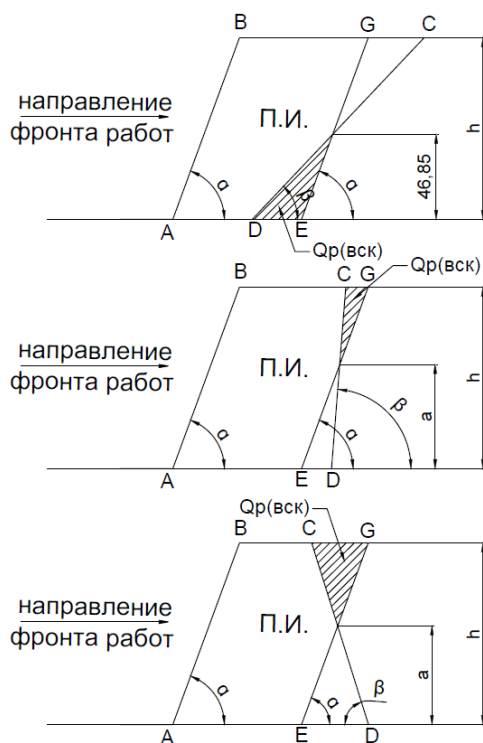
Рисунок 2.11 – Принципиальные схемы для определения потерь полезного ископаемого на контакте с вмещающими породами (полезное ископаемое n -сорта) в зависимости от направления развития фронта работ на уступе: α – угол откоса уступа; β – угол падения залежи; Q_n – объем потерь, m^3

а) Направление развития фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha > \beta$), объем засорения – $Q_{p(вск)}$ (EFD): $Q_{p(вск)} = \frac{a^2}{2} \cdot (ctg\beta - ctg\alpha) \cdot l \cdot \gamma$; (2.35)

б) Направление развития фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha < \beta$), объем засорения – $Q_{p(вск)}$ (FCG): $Q_{p(вск)} = \frac{(h-a)^2}{2} \cdot (ctg\alpha - ctg\beta) \cdot l \cdot \gamma$; (2.36)

в) Направление развития фронта работ от лежачего бока залежи к висячему, объем засорения – $Q_{p(вск)}$ (FCG): $Q_{p(вск)} = \frac{(h-a)^2}{2} \cdot (ctg\alpha + ctg\beta) \cdot l \cdot \gamma$. (2.37)

Предложенная методика опробирована в условиях месторождений мрамора при получения фракционного щебня для производства микрокальцита. С учетом того, что определяющим фактором стоимости микрокальцита является его белизна, в процессе добычи категорически не допускается разубоживание за счет примешивания различных включений.



а) Направление фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha > \beta$)

б) Направление фронта работ от висячего бока залежи к лежащему ($\alpha < \beta$)

в) Направление фронта работ от лежащего бока залежи к висячему

Рисунок 2.12 – Принципиальные схемы для определения разубоживания на контакте полезного ископаемого с вмещающими породами в зависимости от направления развития фронта работ на уступе:

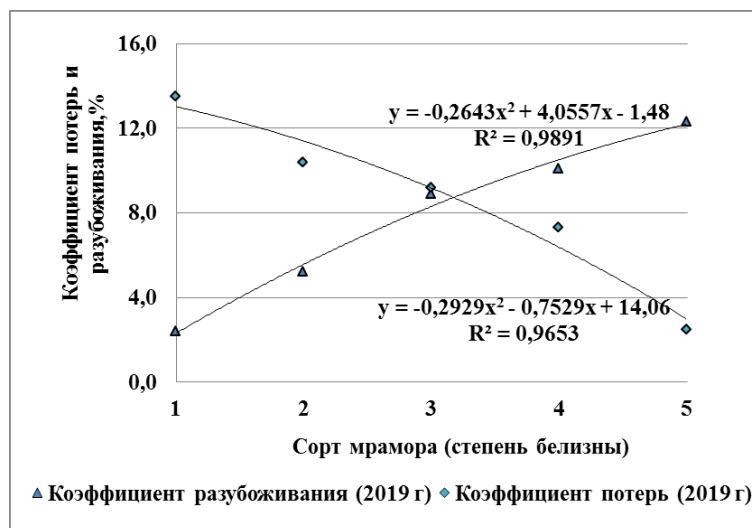
α – угол откоса уступа; β – угол падения залежи; $Q_{p(вск)}$ – объем разубоживания, м³

Многолетний практический опыт отработки месторождений Еленинской группы белого мрамора показывает, что снижение степени белизны с 98 до 80% приводит к снижению стоимости микрокальцита в 4 раза. Следовательно, для оценки качества товарной продукции месторождений белого мрамора (высокая степень белизны) основным критерием является не показатель потерь, а показатель разубоживания.

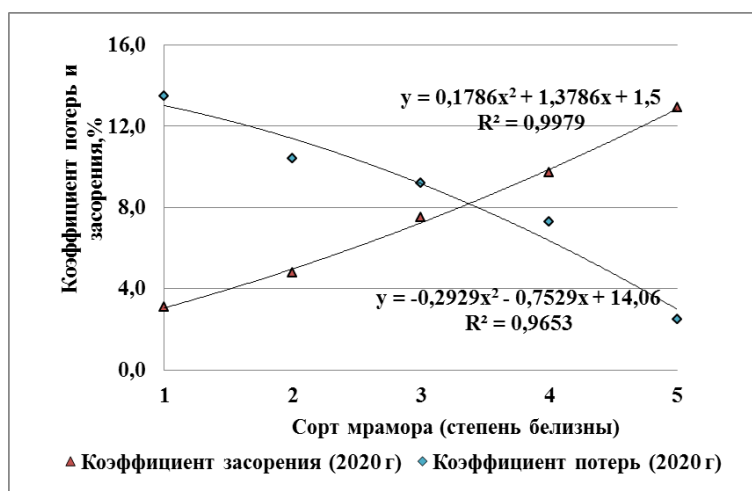
Таким образом, оценка качества подготовки горных пород к выемке и добываемого сырья сводится к определению показателей потерь и разубоживания, где 95-98% объема всех эксплуатационных потерь и разубоживания приходится на контактные зоны. Потери и разубоживание зависят от технологических параметров отработки выемочных блоков (ширина, высота и протяженность). Так, для условий Еленинского месторождения в таблице 2.4 и на рисунке 2.13 представлен анализ данных объема потерь и разубоживания в период с 2019 по 2021 гг.

Таблица 2.4 – Эксплуатационные объемы потерь и разубоживания Еленинского месторождения белого мрамора в зависимости от сортности (степени белизны) в период с 2019 по 2021 гг.

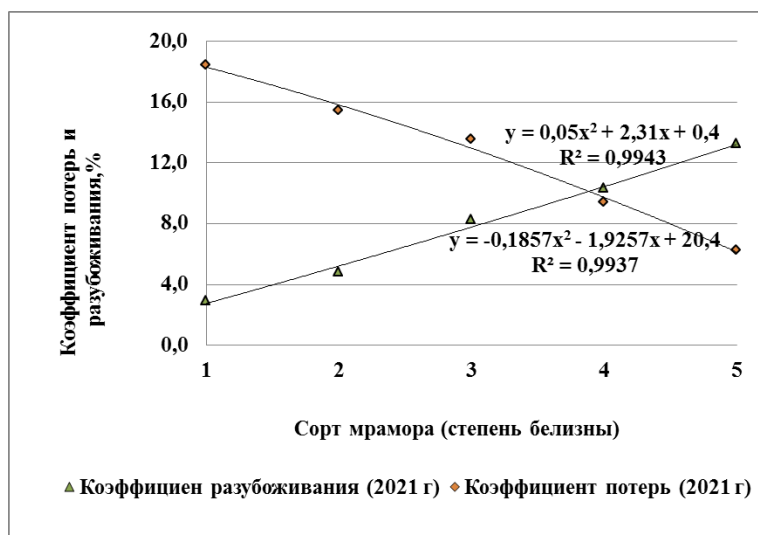
Сорт	Белизна, %	Доля сортности в объеме добычи, %	Объем по сортам, м ³	Коэффициент разубоживания, %	Средний коэффициент разубоживания, %	Объем засорения, м ³	Коэффициент потерь, %	Средний коэффициент потерь, %	Объем потерь, м ³	Стоимость по сортам руб. с НДС
Объем добычи по полезному ископаемому (2019 г.) 304 000 м ³										
1	96-100	40,1	122 000	2,6	7,6	3 172	17,9	14,7	21 838	810
2	94-96	25,8	78 500	5,4		4 239	12,5		9 813	595
3	92-94	22,9	69 500	9,3		6 464	9,6		6 672	390
4	90-92	6,6	20 000	10,3		2 060	5,4		1 080	170
5	менее 90	4,7	14 500	12,6		1 764	3,4		476	130
Объем добычи по полезному ископаемому (2020 г.) 248 400 м ³										
1	96-100	54,3	132 000	3,5	6,0	4 690	13,5	12,1	18 090	810
2	94-96	21,6	52 200	4,6		2 447	10,4		5 533	620
3	92-94	14,9	38 000	7,2		2 664	9,2		3 404	415
4	90-92	5,6	13 000	9,6		1 344	7,3		1 022	185
5	менее 90	3,8	10 200	12,5		1 150	2,5		230	130
Объем добычи по полезному ископаемому (2021 г.) 342 000 м ³										
1	96-100	44,4	152 200	2,5	7,9	3 780	18,4	16,1	27 821	860
2	94-96	20,7	72 200	4,5		3 204	15,4		10 965	630
3	92-94	15,7	52 000	8,6		4 644	13,5		7 290	450
4	90-92	12,4	42 600	10,5		4 368	9,4		3 910	210
5	менее 90	6,6	23 000	13,4		2 948	6,2		1 364	130



а



б



в

Рисунок 2.13 – Зависимости коэффициентов потерь и разубоживания от сорта белого мрамора Еленинского месторождения:
а – 2019 г.; б – 2020 г.; в – 2021 г.

Определено, что между показателями потерь и разубоживания существует обратная нелинейная зависимость. Аналогичная ситуация наблюдается и при

разработке рудных месторождений, где между коэффициентами потерь и разубоживанием, образующихся при взрывной подготовке и отгрузке рудной массы, всегда существует обратная зависимость (рисунок 2.14) [115].

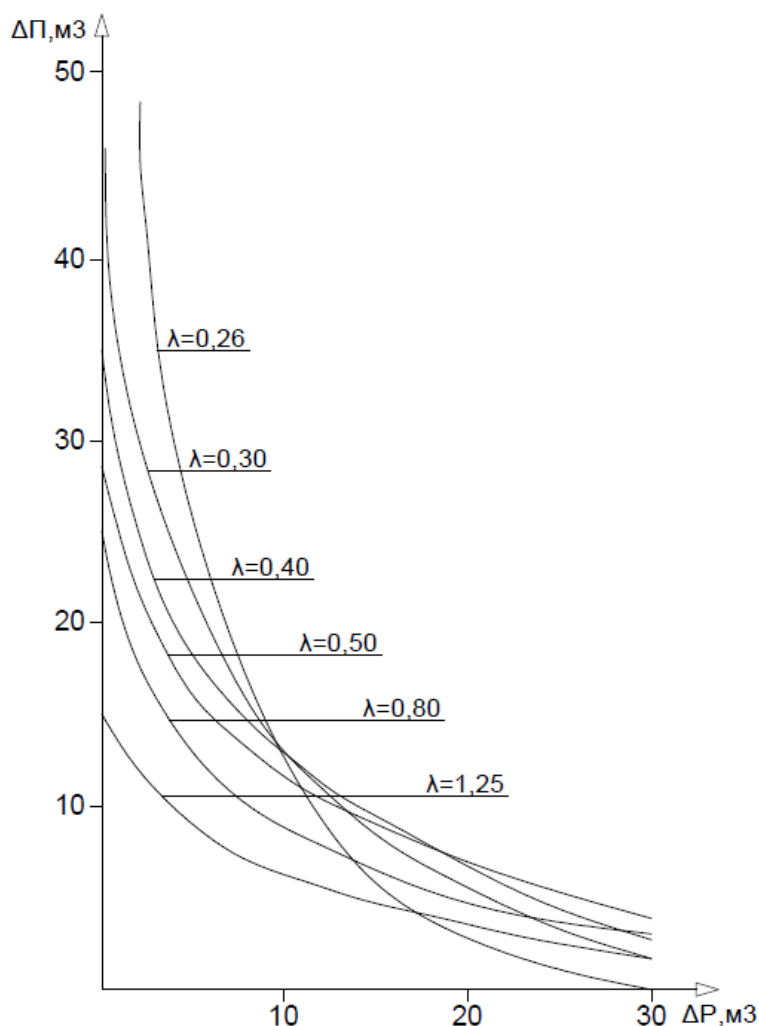


Рисунок 2.14 – Связь между изменениями потерь $\Delta\Pi$ и разубоживания ΔP при добыче руды (по Г.Г. Ломоносову): λ – показатель сложности контактов рудного тела

Физический смысл показателя сложности контактов рудного тела заложен в зависимости:

$$\lambda = \frac{S_{\kappa} X}{V_3}, \quad (2.38)$$

где S_{κ} – площадь контакта, м^2 ; X – ширина приконтурной ленты, м ; V_3 – объем рудной залежи, м^3 .

Показатель сложности контактов полезного ископаемого зависит от сложности формы контакта, его угла наклона и параметров разработки (буровзрывных работ, вида и производительности погрузочного оборудования, квалификации персонала).

Исследованиями установлено, что качество белого мрамора и как, следствие, высокая степень белизны мрамора зависят от площади и формы контакта вредных включений (доломитизированные известняки и ожелезненные мраморы). При этом сложно обеспечивать минимальные потери и разубоживание, т.к. вредные включения имеют различные формы, размеры и угол падения. Чем меньше угол падения, изменчивей мощность и форма залежи полезного ископаемого, тем она сложнее из-за большого количества контактов и площадей соприкосновения, что количественно оценивается геометрическим показателем чистоты, $K_{\text{ч}}$:

$$K_{\text{ч}} = \frac{S_{\text{поверхн. вредн. вкл.}}}{V_{\text{ми}}}, \text{ м}^2 / \text{ м}^3, \quad (2.39)$$

$S_{\text{поверхн. вредн. вкл.}}$ – площадь контакта с поверхностью вредных включений, м^2 ; $V_{\text{ми}}$ – запасы полезного ископаемого (в блоке, по горизонту, общекарьерные, текущие), м^3 .

Получаем, что на месторождении белого мрамора между показателем разубоживания и показателем чистоты существует прямая зависимость, при этом показатель чистоты влияет на соотношение между показателями потерь и разубоживания.

Поэтому при подготовке мраморного щебня к выемке на месторождениях мрамора высокой степени белизны для производства микрокальцита гранулометрический состав определяет потери и разубоживание, т.е. качество взрывного дробления и определяет в целом качество готовой продукции по сортности с учетом фракционности и белизны.

Фракционность или гранулометрический состав определяется ситовым анализом и фотопланометрическим методом по поверхности развала горной породы [119]. В работе при исследовании грансостава и степени дробления используются поверхностные методы измерения непосредственно на развале и на изображениях поверхностей развала по фотографиям. При этом подсчет содержания фракции осуществляется *планиметрическим, линейным, точечным и стереографическим* способами.

В работе при определении гранулометрического состава горной массы в развале применялся фотопланиметрический способ с линейным подсчетом проекции кусков фракций по формуле

$$N = \frac{\sum L_K}{\sum L_H} 100\% \quad (2.40)$$

где L_K – суммарная длина кусков данной фракции; L_H – суммарная длина линий замеров.

Установлено, что качество товарной продукции Еленинского месторождения зависит от качества горных работ с учетом потерь и разубоживания за счет примешивания вредных включений – снижение белизны и переизмельчение в зоне контакта фракция 0-20 мм.

Из рисунка 2.15 видно, что наибольшая стоимость товарной продукции обеспечивается при переработке на ДСУ мраморного щебня фракции 40-200 и 20-40 мм со степенью белизны более 94% и коэффициентом разубоживания до 4%.

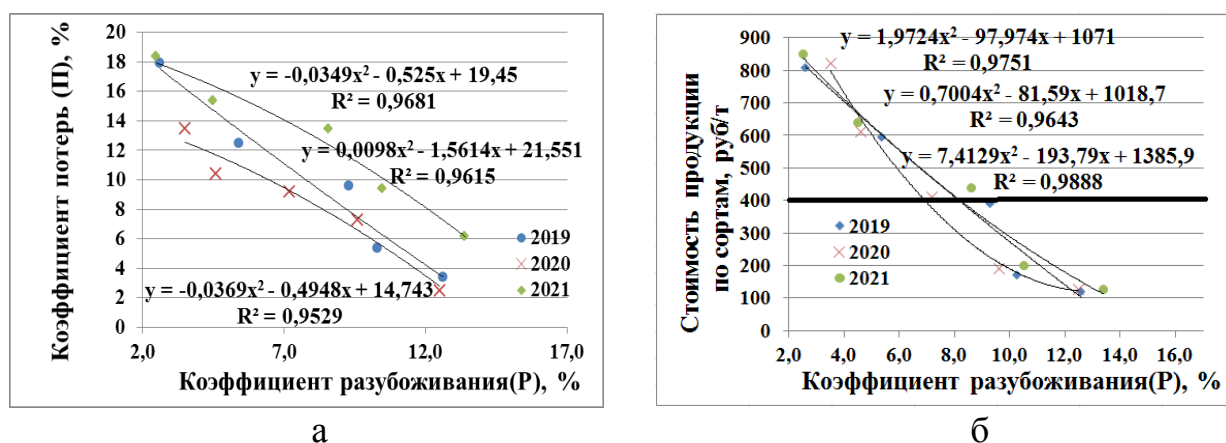


Рисунок 2.15 – Зависимость коэффициента потерь (а) и стоимости продукции по сортам (б) от коэффициента разубоживания

Таким образом, при отработке месторождений мрамора высокой степени белизны, а также других месторождений декоративного камня и строительных материалов качество и виды товарной продукции являются основополагающими факторами, которые определяют выбор способа подготовки на стадиях добычи и переработки с учетом комплексного освоения запасов месторождения.

Для установления единого методологического подхода к определению потерь и разубоживания полезного ископаемого и параметров буровзрывной

подготовки сложноструктурных залежей рассмотрим вышепредложенную методику для всех сложноструктурных месторождений с учетом структурного строения и требований, предъявляемых к качеству товарной продукции.

А также с целью управления качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке сложноструктурных месторождений, где массив представлен несколькими сортами и перебитыми контактными зонами с вредными включениями, разработана методика определения потерь для всех типов полезных ископаемых со сложноструктурным строением, учитывающая зону разрушения скважинного заряда в развале (рисунок 2.16).

Основной целью разработанной и представленной методики является повышение точности расчета и достоверности учета потерь полезного ископаемого на контактах с вредными включениями и обоснование параметров буровзрывных блоков на данных участках. Методикой предусмотрены различные варианты сочетаний углов наклона контактов с направлением развития горных работ.

Многие месторождения имеют особенности залегания и технологии их разработки, усложняющие обоснование потерь природного сырья при добыче на основе типовых методик [29, 36, 83, 148, 173, 175].

Существующие отраслевые инструкции по определению потерь полезного ископаемого не позволяют определить объем возможного к извлечению полезного ископаемого на участках вредных включений и оценить объем потерь полезного ископаемого. В них не учитываются такие условия и факторы, как количество, мощность, азимут и угол падения включений и сорта полезного ископаемого по глубине и простиранию, различные варианты сочетаний углов наклона контактов включений и сортов полезного ископаемого с направлением развития фронта горных работ в условиях разработки месторождения с подготовкой горных пород к выемке буровзрывным способом.

Предлагаемая методика основана на определении параметров подготавливаемых блоков для различной ширины зон смешивания сортов полезного ископаемого с включениями, зависящей от угла наклона контактов, мощности, а также с учетом параметров производства буровзрывных работ.

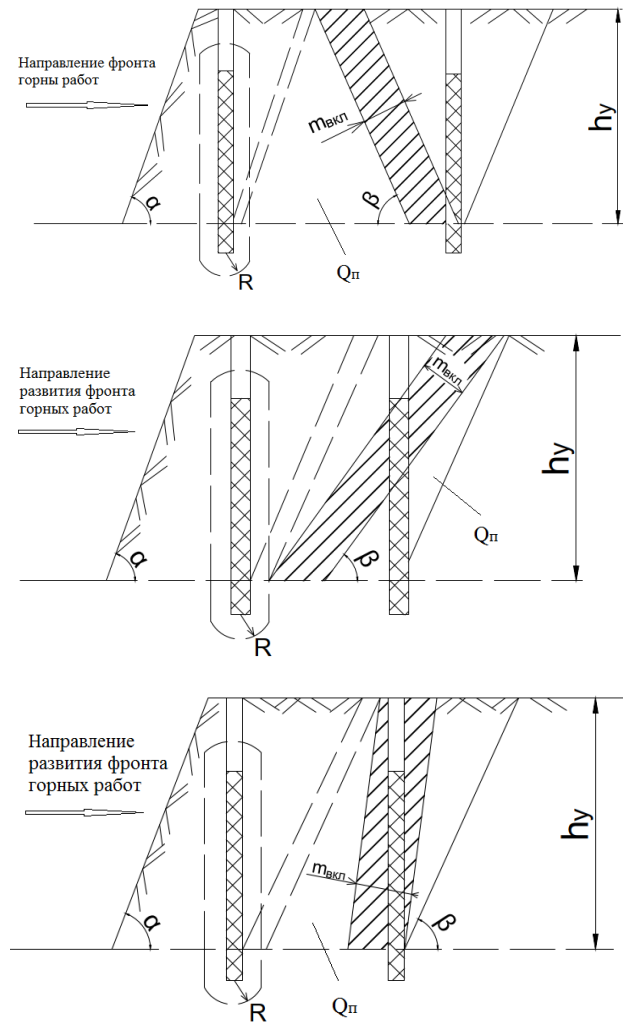


Рисунок 2.16 – Схема определения величины потерь при исключении разубоживания:

h_y – высота уступа, м; α – угол откоса уступа, град; β – угол падения пропласта, град; R – радиус зоны разрушения горных пород сжимающими нагрузками возле скважинного заряда, м; $\Pi_{\text{взр.бл}(\min)}$ – минимальная ширина взрывного блока, м; $m_{\text{вкл}}$ – мощность пропласта с вредными включениями, м.

- а) Направление фронта горных работ от лежащего блока залежи к висячему:

$$Q_n = h^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + \frac{R h_y}{\sin \alpha} \quad (2.41)$$

$$\Pi_{\text{взр.бл}(\min)} = h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + m_{\text{вкл}} / \sin \alpha + R \quad (2.42)$$

- б) Направление фронта горных работ от висячего блока залежи к лежащему при $\alpha > \beta$:

$$Q_n = h^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) + \frac{R h_y}{\sin \alpha} \quad (2.43)$$

$$\Pi_{\text{взр.бл}(\min)} = h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) + m_{\text{вкл}} / \sin \alpha + R \quad (2.44)$$

- в) Направление фронта работ от висячего блока залежи к лежащему при $\alpha < \beta$:

$$Q_n = h^2 (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta) + \frac{R h_y}{\sin \alpha} \quad (2.45)$$

$$\Pi_{\text{взр.бл}(\min)} = h (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta) + m_{\text{вкл}} / \sin \alpha + R \quad (2.46)$$

Объем потерь будет определяться размерами подготавливаемого блока сортов полезного ископаемого вблизи контакта с включениями, который невозможно подготовить к выемке без перемешивания. Для установления нормативов потерь определена минимальная ширина взрывного блока вблизи контакта с включениями, которая может быть отработана без разубоживания полезного ископаемого. Ширина такого блока равна ширине зоны дробления породы при взрывании скважинных зарядов взрывчатого вещества, при которой не затрагиваются кварцевые включения, т.е. равна ширине взрываемого блока $Ш_{взр.бл} (min)$ (см. рисунок 2.16).

Для расчета минимальной ширины взрываемого блока, который не затрагивает включения, необходимо учитывать расположение скважинного заряда относительно откоса уступа, а также ширину зоны разрушения породы вокруг заряда взрывчатого вещества [169,163].

При применении многорядного взрывания потери будут учитываться в зависимости от возможности или невозможности размещения ближайшего к контакту ряду скважин, т.е. ключевую роль играет последний ряд скважин, отсчитываемый от откоса уступа.

При многорядном взрывании ширина взрываемого блока $Ш_{вб}$, м, определяется по известной формуле

$$Ш_{вб} = [W + (n - 1) \cdot b], \quad (2.47)$$

где n – число рядов скважин; b – расстояние между рядами скважин, м.

Таким образом, обеспечение показателей качества продукции горно-обогатительного производства достигается обоснованием видов, сортов и спектра товарной продукции на основе текстурно-структурных особенностей природного массива, а также путем выбора технологии и параметров подготовки пород к выемке, с учетом нормируемых показателей потерь и разубоживания. Горно-геологические условия, требования к качеству и ассортименту товарной продукции обуславливают выбор технологии и обоснование параметров взрывной подготовки, обеспечивающей допустимые

показатели потерь и разубоживания. При этом показатели потерь и разубоживания также являются качественными показателями взрывной подготовки, определяющими эффективность добычи полезных ископаемых.

С целью обеспечения максимальной суммарной стоимости готовой продукции и полноты освоения запасов сложноструктурных месторождений необходимо выполнить исследования технологий подготовки пород к выемке и обоснование методики повышения качества и эффективности добычи и переработки горных пород путем районирования карьерного поля, с учетом геометризации пород по текстурно-структурным особенностям.

2.4. Разработка методики повышения качества и эффективности подготовки на стадиях добычи и переработки минерального сырья с учетом районирования карьерного поля

Для сложноструктурных месторождений характерно распределение полезного ископаемого в массиве по сортам. Подготовка пород к выемке с использованием традиционного подхода осуществляется валовым способом, что упрощает и, как следствие, удешевляет процесс подготовки за счет усреднения содержания полезного компонента. Это ведет к сокращению ассортимента видов и сортов товарной продукции и к снижению эффективности всего горнопромышленного комплекса из-за ограниченной номенклатуры низкосортной продукции. Карьерные поля сложноструктурных месторождений, как правило, представлены породами с широким диапазоном прочностных характеристик, что требует отдельных технологических решений при подготовке горных пород на стадиях добычи и переработки.

Обоснование технологии подготовки минерального сырья к выемке на месторождениях твердых полезных ископаемых академиком В. В. Ржевским предлагается определять по показателю трудности разрушения, учитывающего сопротивление горных пород разрушению, согласно классификации, представленной в таблице 2.5 [191]:

$$P_p = 0,05 \cdot [K_{тр} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p) + 10^{-3} \cdot g \cdot \gamma], \quad (2.48)$$

где K_{mp} – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; $\sigma_{сж}, \sigma_{сдв}, \sigma_p$ – предел прочности в естественном состоянии на сжатие, сдвиг и растяжение соответственно, МПа; γ – плотность пород в естественном состоянии, кг/м³; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения.

Таблица 2.5 – Классификация горных пород по трудности их разрушения по В.В. Ржевскому

Класс породы и его характеристика	Показатель P_p
I – полускальные, плотные и связные мягкие породы	1÷5
II – легкоразрушаемые скальные породы	5,1÷10
III – средней трудности разрушения скальные породы	10,1÷15
IV – трудноразрушаемые скальные породы	15,1÷20
V – весьма трудноразрушаемые скальные породы	20,1÷25
Внекатегорные породы	>25

При условии превышения усилия черпания применяемого выемочно-погрузочного оборудования предела прочности на разрушение горных пород применяется трехпроцессная открытая геотехнология (без подготовки пород к выемке). Если условие не выполняется, то, как правило, применяется четырехпроцессная открытая геотехнология с подготовкой пород к выемке (буровзрывная или механическая) [191].

Буровзрывные работы – это основной и традиционный способ валовой подготовки к выемке твердых полезных ископаемых различного гранулометрического состава, при этом качество подготовки оценивается критериями кусковатости, характеризующие заданной степенью дробления [23].

В качестве критериями кусковатости в зависимости от целевого назначения и применяемого способа измерений используют грансостав и выход негабарита. При этом показатель негабарита является достаточно простым, точным и надежным критерием оценки качества процесса подготовки горных пород к выемке, определяемый как процент выхода некондиционной горной массы относительно ее общего объема с учетом геометрических параметров горно-транспортного оборудования всех технологических процессов горного произ-

водства. Так, размер кондиционного куска (величина d_H , м) определяется по формулам [215, 271]:

1) по емкости ковша экскаватора:

$$d_H \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (2.49)$$

где E – емкость ковша экскаватора, м³;

2) для кузовов вагонов и автосамосвалов во избежание разрушающих нагрузок ориентировочно:

$$d_H \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V}, \quad (2.50)$$

где V – объем кузова, м³;

3) при погрузке породы в перегрузочные бункера, приемные воронки дробилок, грохотов и т.п.:

$$d_H \leq (0,75 \div 0,85) \cdot b, \quad (2.51)$$

где b – длина меньшей стороны приемного отверстия бункера или дробильной установки, м;

4) при погрузке на конвейер:

$$d_H \leq 0,5B + 0,1, \quad (2.52)$$

где B – ширина ленты конвейера, м.

Таким образом, для двух смежных технологических процессов (погрузка и транспортирование) оптимальный размер куска взорванной горной массы можно определить по зависимости [67]:

$$d_H = (0,15 \div 0,20) \sqrt[3]{E}. \quad (2.53)$$

На этапе проектирования осуществляется выбор способов подготовки пород к выемке – механический или буровзрывной, которые обычно являются взаимоисключающими в зависимости от товарной продукции, например декоративный блочный камень или раздробленная на фракции горная масса. В первом случае – локальная механическая подготовка (отделение или дробление) с помощью алмазно-канатных и буровых машин, клиньев, гидромолотов и др., во втором случае – буровзрывная подготовка всего природного массива (отделение и дробление) с помощью химической энергии

зарядов ВВ. Данный подход не обеспечивает требуемого качества минерального сырья и комплексного освоения запасов на ряде рудных и нерудных (строительных материалов) месторождений полезных ископаемых.

В работе рассмотрены основные способы подготовки к выемке твердых полезных ископаемых по критериям обеспечения технологичности, производительности и безопасности с учетом требований к кондиции для получения видов и сортов высокоценной товарной продукции.

Преимуществом буровзрывного способа подготовки камня к выемке является его относительно высокая производительность [67, 243]. Данный способ подготовки к выемке блочного (декоративного) камня основан на принципе динамического воздействия низкобризантных (кумулятивные, шланговые эмульсионные и эластичные трубчатые) ВВ. Для БВР характерен общеизвестный недостаток – разрушение в околошпуровой области (5 – 15 см вглубь), что снижает выход товарных блоков из-за дробления горной породы, распределенных по площади стандартного по размерам блока [91]. Это сформировало тенденцию применения алмазно-канатных машин (АКМ), особенно в условиях со сложным залеганием в массиве природных трещин.

Внедрение в производство алмазно-канатных машин (АКМ) существенно изменило добычу и параметры системы разработки блочного камня. Так, высота добычного уступа с 2 м увеличилась до 6-12 м [171]. Более высокий удельный расход дорогостоящего гибкого алмазного инструмента являлся сдерживающим фактором применения данного камнерезного оборудования при добыче блоков. Однако по мере совершенствования технологии и техники производства алмазно-канатного инструмента наметились тенденции снижения его цены и, как следствие, увеличение доли его применения на карьерах блочного камня [172]. При этом в конкретных условиях на процесс распиливания и его результаты оказывают влияние минералогические и механические свойства пород [219].

В последние годы в практику внедряются новые безвзрывные способы подготовки, такие как невзрывные способы щадящего разрушения при подготовке блочного камня.

Так, для откалывания монолитов камня на практике применяют химические генераторы давления, одним из которых является газогенератор хлоратный патронированный (ГХП). Закладывание газогенераторных патронов производится по предварительно подготовленной линии сухих или обводненных шпуров диаметром не менее 28 мм, длиной не менее 80 мм, в температурном режиме от -30 – $+50^{\circ}\text{C}$, без использования энергии взрыва.

В России получили широкое применение газогенераторы давления шпуровые (ГДШ). ГДШ [182] состоит из пластмассового цилиндрического пенала диаметром 18–30 мм и длиной 100–600 мм, порошкообразного окислителя с технологическими добавками, электропускового устройства и дизельного топлива, вводимого в окислитель непосредственно на месте проведения добычных работ. Данная технология подготовки к выемке невзрывного разрушения получила широкое применение при дезинтеграции скальных массивов при их демонтаже на производственных площадках и цехах горного производства [48].

Метод направленного гидроразрыва (НГР) осуществляется путем создания на стенках скважин специальным инструментом (щелеобразователем) инициирующих щелей необходимой формы и размеров, полной их изоляции и последующим нагнетанием в них рабочей жидкости под давлением для возникновения протяженных трещин, обеспечивающих направленное и управляемое расслоение кровли. Для усиления направленности разрыва породы используют твердосплавные вставки на инструменте, нарезающие на стенках шпура концентраторы напряжений (борозды) при ударном внедрении [33].

Одним из перспективных способов, обеспечивающих снижение энергоемкости, материальных затрат и сохранение физико-технических характеристик разрабатываемых пород, является способ с применением невзрывчатых расширяющих смесей типа НРС-1, РТМ-100, «Тихий взрыв» (аналог – смесь известковая для горных и буровых работ (СИГБ), MaxDinamitCement; Bristar, Demeks). Основным ограничением, сдерживающим использование НРС в условиях месторождений белого мрамора, является недостаточно надежная его работа при низких температурах [186]. Для отделения монолита от массива с по-

мощью НРС бурят шпуры, диаметр и глубина которых, а также расстояние между ними определяются в зависимости от физико-механических свойств пород. С увеличением диаметра шпуров возрастает разрушающее усилие и вероятность холостого выстрела шпура вверх без достижения требуемого эффекта. Для высокопрочных пород при отделении монолитов от массива с помощью НРС рациональный диаметр шпуров, по данным практики, находится в интервале 36–60 мм, расстояние между шпурами 20–50 см. Глубина шпуров должна составлять не менее 70% высоты отделяемого монолита. Шпуры заполняются рабочей смесью НРС на всю глубину.

Выбор способа подготовки к отделению и выемке блочного камня зависит от прочностных свойств, ценности камня и систем вертикальных (горизонтальных) продольных и поперечных трещин массива. При оценке ценности камня в первую очередь оцениваются его декоративные свойства, а также учитывается спрос на определенный вид продукции [86, 174].

В работе исследованиями установлено [171], что на месторождениях, где отсутствуют четко выраженные постельные трещины, а существующие трещины по степени проявления являются закрытого типа, целесообразно применять АКМ, т.к. использование БВР и ГХП неизбежно приведет к формированию дополнительных трещин и к снижению качества блоков вплоть до его потери.

Таким образом, все способы подготовки к выемке твердых полезных ископаемых, условно можно разделить на три группы (рисунок 2.17) [66]: взрывной, механический и с помощью невзрывчатых разрушающих составов (НРС), которые можно классифицировать по виду разрушаемой нагрузки.

В работе также рассмотрен такой вариант безвзрывной подготовки, механическое рыхление горной массы, как применение тяжелого гидромолота.

Опыт применения тяжелых гидромолотов отмечается в работах авторов [116, 191, 208], а также в условиях ООО «УК ТЭК машины» [182]. Тяжелые гидромолоты использованы при подготовке горных пород к выемке на месторождении известняка в карьере ООО «Восточные Берники» и графита на ООО «Тайгинский ГОК».

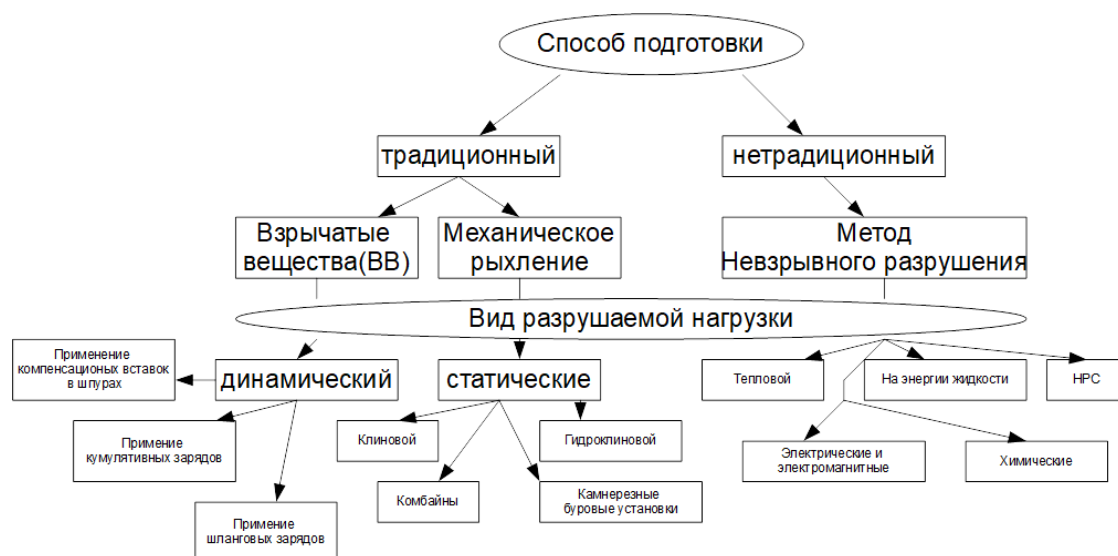


Рисунок 2.17 – Схема систематизации способов подготовки к выемке в зависимости от вида разрушаемой нагрузки

Эффективность применения гидромолота тяжелого класса при разработке сложноструктурных месторождений обеспечивается за счет снижения эксплуатационных затрат на подготовку к выемке и за счет снижения потерь при работе в приконтактной зоне полезного ископаемого с вредными включениями [116, 208].

Таким образом, рассмотренные в работе традиционные технологии подготовки пород к выемке при разботке сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых были систематизированы по условию обеспечения высокой ценности товарной продукции и рассмотрены условия их реализации на одном участке недр (таблица 2.6).

Суммарная стоимость товарной продукции, получаемая из минерального сырья в пределах осваиваемого участка недр, зависит от соотношения сортности и фракционного состава раздробленной горной массы, т.е. горно-геологические условия и применяемые технологии подготовки пород к выемке определяют долевое распределение кондиционного сырья.

С целью обеспечения максимальной суммарной стоимости готовой продукции проведены исследования по определению и оценке видов (сорт) товарной продукции минерального сырья и фракционного щебня (вмещающие породы) на основе предложенной модели (рисунок 2.18), учитывающей расположение трещин в объеме монолита.

Таблица 2.6 – Классификация технологий подготовки к выемке сложноструктурных месторождений с высокими требованиями к качеству товарной продукции в пределах осваиваемого участка недр

Товарная продукция	Традиционная технология подготовки	Доля применения технологии на месторождениях с высокими требованиями к качеству товарной продукции, %	Условия реализации технологии	Комбинации традиционных технологий на одном зонированном участке месторождения (условия реализации технологии)	Комбинации традиционных технологий в пределах одного месторождения (условия реализации технологии)	Условия реализации комбинированных технологий
Блок	АКМ	15	Наличие кварцевых включений	-	1. НРС+АКМ (АКМ+БМ); 2. БВР+НРС+АКМ (АКМ+БМ); 3. Б+БВР+АКМ (АКМ+БМ);	1. $T_{стр} \uparrow; Q_{пи} \downarrow; K_{тр} \downarrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по глубине) 2. $T_{стр} \downarrow; Q_{пи} \uparrow; K_{тр} \downarrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по глубине) 3. $T_{стр} \downarrow; Q_{пи} \uparrow; K_{тр} \uparrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по площади)
	БМ	5	Высокая степень трещиноватости			
	БМ+АКМ	80	Низкая степень трещиноватости и отсутствие включений кварца			
Раздробленная горная масса (фракционный состав)	БВР	80	Низкие требования к качеству продукции; коэффициент крепости 6-21	БВР-Б БВР-НРС (Высокие требования к качеству продукции (разубоживание 0-4%); снижение выхода фракций 0-20 мм; коэффициент крепости 6-16)	4. Б+АКМ(АКМ+БМ); 5. БВР+АКМ (АКМ+БМ); 6. Б+НРС+АКМ (АКМ+БМ); 7. БВР+НРС+Б+АКМ (АКМ+БМ);	4. $T_{стр} \uparrow; Q_{пи} \downarrow; K_{тр} \downarrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по глубине) 5. $T_{стр} \downarrow; Q_{пи} \uparrow; K_{тр} \uparrow; K \downarrow$ (изменение товарной продукции по площади и глубине) 6. $T_{стр} \uparrow; Q_{пи} \downarrow; K_{тр} \downarrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по площади и глубине) 7. $T_{стр} \downarrow; Q_{пи} \uparrow; K_{тр} \downarrow; K \uparrow$ (изменение товарной продукции по площади и глубине)
	НРС	10	Высокие требования к качеству продукции (разубоживание 0- 4%); коэффициент крепости 6-21			
	Б	10	Высокие требования к качеству продукции (разубоживание 0- 4%); коэффициент крепости 6-16			

Примечание. АКМ – технология с применением алмазно-канатных машин; БМ – технология с применением баровых машин; БВР – технология с применением буровзрывных работ; НРС (ГДШ) – технология с применением невзрывных разрушающих смесей; Б – технология с применением гидромолотов тяжелого класса; $T_{стр}$ – срок строительства карьера; $Q_{пи}$ – производительность карьера по полезному ископаемому; $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости; K – требования к качеству.

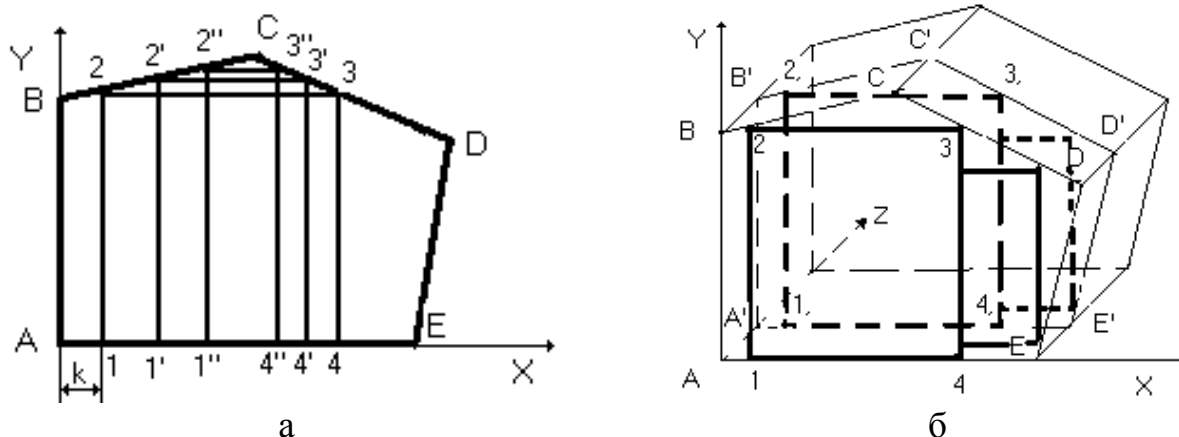


Рисунок 2.18 – Схема определения максимального объема товарного блока из сформированной трещинами отдельности:

- а – исследуемое сечение ABCDE со вписанными прямоугольниками;
- б – вписывание параллелепипедов максимального объема в исследуемую отдельность

Определение максимальных объемов (см. рисунок 2.18) товарных блоков из сформированных трещинами отдельностей любой формы сводится к следующему алгоритму:

1. Выбирается одна из сторон многогранника – отдельности (в данном примере плоскость ABCDE).
2. С осью X совмещается одна из граней, размер которой превышает установленный минимум (например, AE).
3. Перпендикулярно оси X с заданным шагом k из точек 1, 1^I, 1^{II} и т.д. выстраиваются линии.
4. Находятся точки 2, 2^I, 2^{II} пересечения линии с гранью BC многоугольника.
5. Из полученных точек 2, 2^I, 2^{II} проводятся параллельные оси X линии до пересечения с соседней гранью (если грань BC или CD параллельна оси X, прямые проводятся в одном направлении).
6. Полученные точки (3, 3^I, 3^{II}) проецируются на ось X. В итоге, если перпендикуляры пересекают ось X, получается система прямоугольников 1, 2, 3, 4; 1^I, 2^I, 3^I, 4^I; 1^{II}, 2^{II}, 3^{II}, 4^{II} и т.д.
7. Проведением (с заданным шагом k вдоль оси Z) плоскостей, параллельных ABCDE, получаются сечения A^IB^IC^ID^IE^I, A^{II}B^{II}C^{II}D^{II}E^{II} и т.д., в каждом из которых

повторяются операции, аналогичные выполненным (п 2-6) для первого из сечений ABCDE.

8. Для построенных сечений ABCDE и A¹B¹C¹D¹E¹ и т.д. из образованных прямоугольников подбираются примерно совпадающие по координатам точек 1, 2, 3, 4 и 1₁, 2₁, 3₁, 4₁ по X и Y.

9. Находится объем параллелепипеда, образуемого точками 1, 2, 3, 4 и 1₁, 2₁, 3₁, 4₁.

10. В объеме многоугольника, не занятом выбранными параллелепипедами, вновь проводятся построения и расчеты (п. 1-9).

11. Находится общий объем вписанных в исследуемую отдельность параллелепипедов.

12. Проводится построение и расчет по п. 2-11 по всем граням исследуемого многоугольника.

13. Расчет по п. 1-12 проводится для всех сторон многогранника и выбирается максимальный объем вписанных параллелепипедов.

Теоретический коэффициент выхода блоков составляет

$$K_{vi} = \left(\frac{\sum_{i=1}^m V}{V_M} \right), \quad (2.48)$$

где K_{vi} – доля блоков данной группы блочности в общем объеме монолита (K_{v1} – блоки I группы, K_{v2} – блоки I-II групп, K_{v3} – блоки I-III); V и V_M – минимальные объемы товарного блока и отделяемого монолита; m – количество вписанных параллелепипедов.

Согласно ГОСТ 9479-98 «Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных мемориальных и других изделий» [48] в таблице 2.7 представлены основные параметры и размеры блоков.

Таблица 2.7 – Основные параметры и размеры блоков

Наименование показателя	Группа блока			
	I	II	III	IV
Объем блока, м ³	Св. 5,0	Св. 3,0 до 5,0 включ.	Св. 0,7 до 3,0 включ.	Св. 0,1 до 0,7 включ.

Примечание. В размерных параметрах блока длиной считают максимальный горизонтальный размер (для блоков с выраженной природной слоистостью длина должна быть ориентирована вдоль направления слоистости), шириной – меньший горизонтальный размер, высотой – меньший вертикальный размер.

Исследованиями д-ра техн. наук Ю.Г. Карасева [89] установлено, что с увеличением объема блока возрастает коэффициент использования камнеобрабатывающего оборудования. Для условий Коелгинского, Полоцкого, Редутовского месторождений данные зависимости выглядят следующим образом (рисунок 2.19).

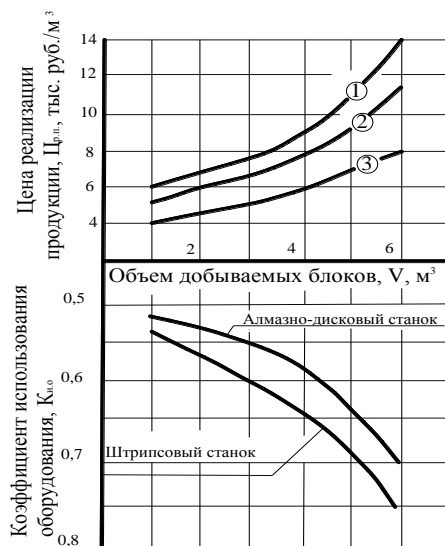


Рисунок 2.19 – Изменение стоимости продукции и коэффициента использования камнеобрабатывающего оборудования в зависимости от объема добываемых блоков месторождений:
1 – Коелгинского; 2 – Полоцкого; 3 – Редутовского

При пилении блоков объемом свыше 3 м^3 в 1,5 раза возрастает удельный выход плит-заготовок по сравнению с блоками меньших объемов.

С увеличением объема добываемого блока повышается цена его реализации, а также эффективность распиловки на современных камнеобрабатывающих линиях.

Объемы добываемых блоков зависят от высоты уступа и ограничиваются затратами на отделение монолита от массива.

Таким образом, в случае комплексного освоения месторождения ценность товарной продукции (рисунок 2.20), определяется интегрированием сортов блока и фракционностью щебня, поступающей на ДСУ (см. формулы (2.8) – (2.10)).

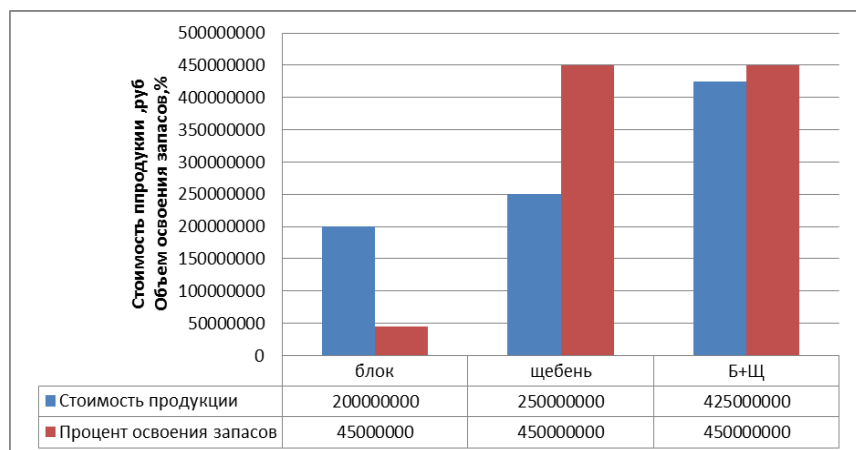


Рисунок 2.20 – Моделирование ценности товарной продукции и соотношение объема освоения запасов в зависимости от технологии обработки месторождения

При этом процедура выбора технологии подготовки минерального сырья при добыче и переработке выполняется с учетом минимальных удельных затрат, где эффективность дезинтеграции отработки сложноструктурных месторождений достигается перераспределением ресурсов по стадиям подготовки добычи и переработки путем обоснования технологии и определения оптимальных параметров подготовки по технико-экономическим критериям (см. формулу (2.7)).

Карьерное поле сложноструктурных месторождений характеризуется широким диапазоном прочностных характеристик, текстурно-структурными особенностями. С целью управления качеством минерального сырья в условиях сложноструктурных месторождений на стадии подготовки пород к выемке необходимо осуществлять на этапе геологической разведки районирование карьерного поля по показателю качества породы RQD, а при эксплуатационной разведке уточнять и корректировать геологическую модель по коэффициенту трещиноватости, сложности залежи и частоте включений.

Разработана методика районирования месторождения по критерию качества товарной продукции, основанного на учете текстурно-структурных характеристик (трещиноватости), физико-механических свойств (крепости) и требований к качеству (наличие вредных включений), обеспечивающая повышение полноты и комплексности освоения запасов сложноструктурных месторождений за счет обоснования технологии подготовки по интегральному показателю энергоемкости.

В работе под районированием понимается выделение участков в пределах карьерного поля с заданными характеристиками полезного ископаемого для производства различной товарной продукции по видам и сортам. При этом выделение участков в пределах применения одной технологии подготовки в работе рассматривается как зона ведения добычных работ по дифференцированному виду (сорт) товарной продукции.

Районирование участка недр (рисунок 2.21) осуществляется на основе блочной модели с использованием целевой функции (см. формулу (2.7)).

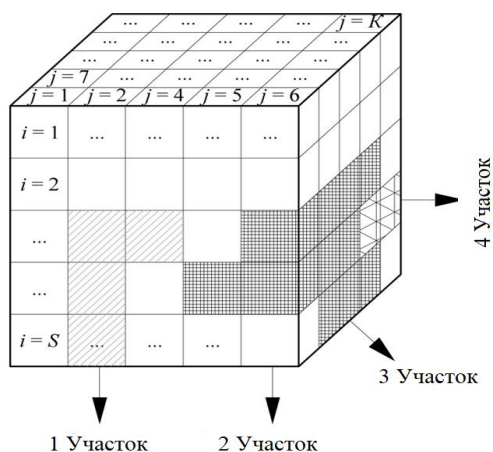


Рисунок 2.21 – Принципиальная блочная модель районирования карьерного поля:

- 1 Участок – участок декоративного камня;
- 2 Участок – участок фракционного щебня;
- 3 Участок – участок на контакте декоративного камня и фракционного щебня;
- 4 Участок – участок на контакте полезного ископаемого с вредными включениями

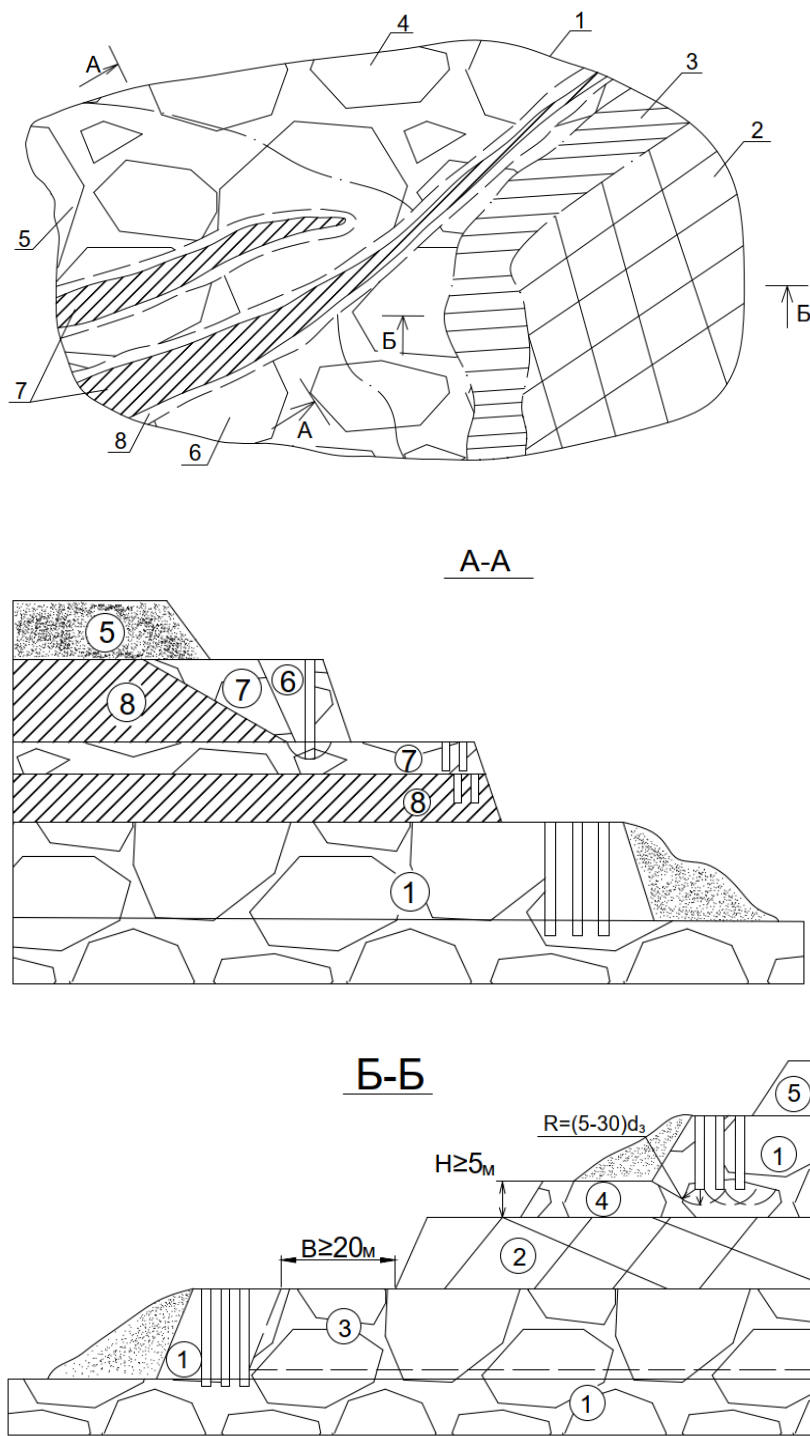
Для сложноструктурных месторождений природного камня данными зонированными участками являются:

- 1 – участок блочного камня;
- 2 – участок фракционного щебня;
- 3 – участок на контакте блочного камня и фракционного щебня;
- 4 – участок на контакте полезного ископаемого с вредными включениями.

Для сложноструктурных месторождений (рудных, угольных и сланцевых) данными зонированными участками являются:

- 1 – участок с содержанием полезного компонента требуемого качества (i сорта);
- 2 – участок с содержанием полезного компонента требуемого качества ($i+1$ сорта);
- 3 – участок с содержанием полезного компонента, не удовлетворяющего требований к качеству;
- 4 – участок на контакте полезного ископаемого с вредными включениями.

В работе на основе блочной модели выполнено районирование карьерного поля сложноструктурного месторождения по технологическим участкам подготовки горных пород к выемке по видам и сортам товарной продукции и обоснования технологии подготовки по интегральному показателю энергоёмкости (рисунок 2.22).



1 – лицензионный участок сложно-структурного месторождения;
 2 – участок декоративного камня;
 3 – демпферная зона – участок фракционного щебня;
 4 – участок фракционного щебня (I сорта товарной продукции);
 5 – участок фракционного щебня (II сорта товарной продукции);
 6 – участок фракционного щебня (n-го сорта товарной продукции);
 7 – участок вредных включений;
 8 – участок на контакте полезного ископаемого с вредными включениями

1 – участок фракционного щебня (БВР – многорядное КЗВ),
 $e_{подг} = 16-19 \text{ МДж/м}^3$;
 2 – участок декоративного камня,
 $e_{подг} = 26-34 \text{ МДж/м}^3$;
 3 – первая демпферная зона – участок фракционного щебня высокой ценности (Бутобой),
 $e_{подг} = 19-25 \text{ МДж/м}^3$;
 4 – вторая демпферная зона – участок фракционного щебня высокой ценности (Фрезерный комбайн)
 $e_{подг} = 21-28 \text{ МДж/м}^3$;
 5 – участок рыхлых горных пород (без подготовки к выемке);
 6 – участок фракционного щебня (БВР – однорядное взрывание),
 $e_{подг} = 18-21 \text{ МДж/м}^3$;
 7 – участок на контакте полезного ископаемого с вредными включениями (БВР – ЭВВ, конструкция заряда – Бутобой, Фрезерный комбайн),
 $e_{подг} = 19-28 \text{ МДж/м}^3$;
 8 – участок вредных включений (БВР – взрывание на сотрясение – диаметр и сетка скважин),
 $e_{подг} = 16-24 \text{ МДж/м}^3$

Рисунок 2.22 – Районирование карьерного поля сложноструктурного месторождения по технологическим участкам подготовки горных пород к выемке и по видам и сортам товарной продукции

Процедура выбора технологии подготовки минерального сырья при добыче и переработке выполняется с учетом оптимальной интегральной энергоемкости для сложноструктурных месторождений (см. формулу (1.14)) и с учетом

минимальных удельных затрат для месторождений простого геологического строения (см. формулу (2.14)).

Важным элементом планирования буровзрывных работ является геометризация пород карьерного поля по трещиноватости, буримости и взрываемости, и составление технологических карт, что позволяет оперативно оценивать состояние горного массива в границах выемочного блока при проектировании взрыва [28]. Порядок составления технологических карт по буримости и взрываемости горных пород представлен на рисунке 2.23.



Рисунок 2.23 – Схема составления технологических карт по буримости и взрываемости горных пород на карьерах

Геометризация пород, их разделение на категории и группы осуществляется по классификационным признакам: для взрываемости – эталонный удельный расход; для буримости – скорость бурения. Геометризация горных пород конкретного месторождения является условной и временной, при этом использование известных методик оценки трудности разрушения горных пород при разделении на категории и классы необходимо осуществлять с учетом особенностей месторождения, физико-механических свойств и трещиноватости горного массива. Районирование горных пород месторождения необходимо выполнять в три стадии:

1. Составление прогнозных и технологических карт по данным исследования керна (по показателю качества породы RQD) при предварительной разведке (по данным геологоразведочной организации).

2. Уточнение прогнозных и технологических карт по данным эксплуатационной разведке.

3. Уточнение границ технологических карт в ходе разработки карьера по наблюдениям за развитием текстурно-структурных особенностей.

Разработанная методика дезинтеграция минерального сырья в процессах подготовки при добыче и переработке с учетом результатов районирования и технологических карт по буримости и взрываемости состоит в следующем (рисунок 2.24):

- на первом уровне текстурно-структурной иерархии дезинтеграции массива горной породы определяются рациональные параметры БВР, в результате которых в грансоставе разрушенной горной массы выделяются различные группы сконцентрированных по сортам и минеральным комплексам крупностью до 500 мм (селективными параметрами структурных элементов разделения);

- из продуктов стадии БВР для каждой сконцентрированной группы выбирается технология подготовки при переработке, определяется режим дезинтеграции в соответствии с индивидуальными их текстурно-структурными характеристиками;

- на втором уровне из продуктов первичной дезинтеграции (БВР) формируются вторичные группы с более высоким уровнем концентрирования извлекаемых полезных компонентов, минералов или минеральных комплексов, а также сортов полезного ископаемого, которые являются новой совокупностью структурных элементов раскрытия на следующих стадиях дезинтеграции;

- на каждом последующем уровне формируются группы с меньшей дисперсией параметров структуры и разделительных признаков, формируется своя технология и устройства подготовки, режим дезинтеграции в зависимости от структуры элемента раскрытия и соотношения физико-механических свойств, слагающих минералов и сортов полезного ископаемого;

- цикличность процедур подготовки на стадии обогатительного передела до заданного спектра товарной продукции определяется качеством селективной подготовки на стадии добычи, т.е. на первом уровне текстурно-структурной иерархии дезинтеграции за счет определения технологии и рациональных параметров БВР.

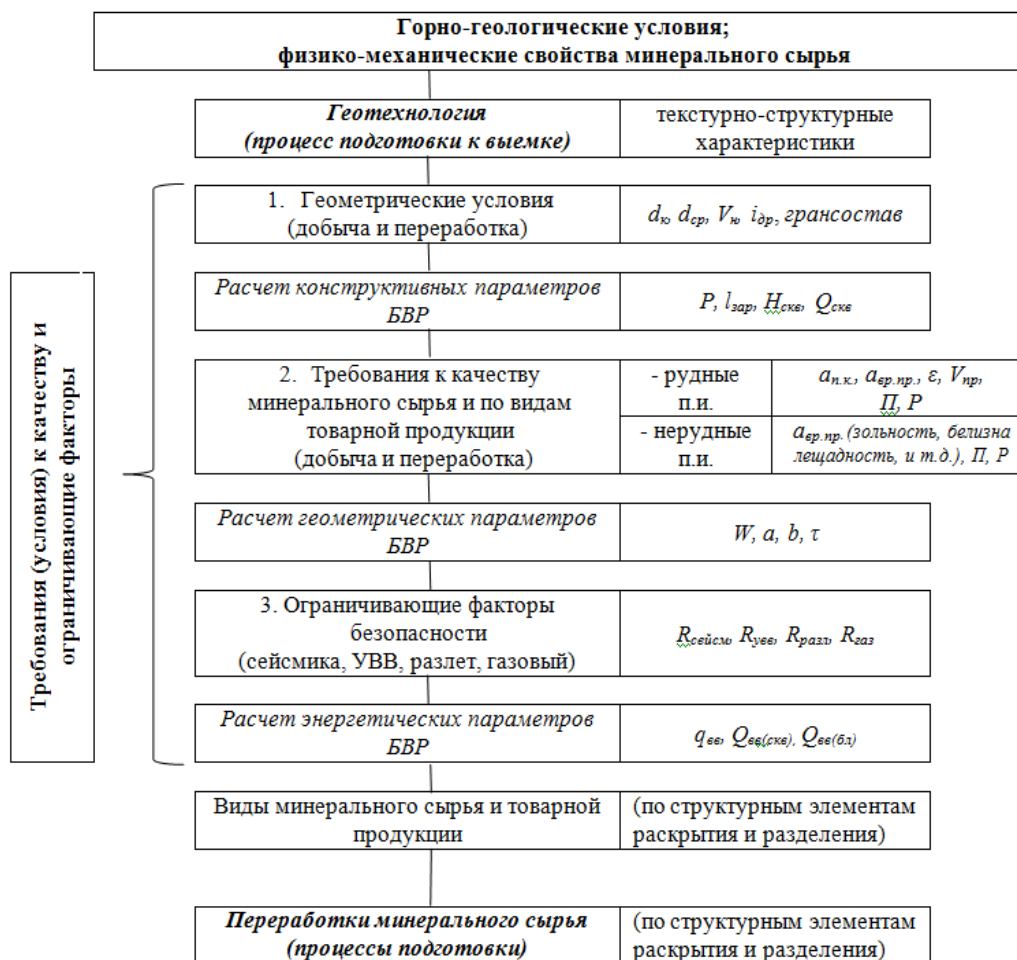


Рисунок 2.24 – Методика селективного разрушения (дезинтеграции) в процессах подготовки минерального сырья при добыче и переработке за счет управления параметрами буровзрывных работ при достижении требований к качеству

Таким образом, предлагаемая методика селективной подготовки минерального сырья на основе районирования карьерного поля и технологических карт по буримости и взрываемости горных пород позволяет повысить эффективность добычи и переработки полезных ископаемых за счет обоснования рациональных параметров буровзрывно подготовки.

Разработанная методика позволяет выполнить исследования условий и факторов, определяющих показатели качества минерального сырья при разработке сложноструктурных месторождений с целью повышения эффективности комплексного освоения балансовых запасов.

Выводы по главе 2

1. Обоснована концепция управления качеством минерального сырья сложноструктурных месторождений на этапе подготовки горных пород к выемке при открытой геотехнологии, базирующейся на принципах эффективного функционирования горно-перерабатывающего предприятия, позволяющей формировать необходимый спектр и ассортимент готовой продукции путем разрушения природных массивов на структурные элементы разделения и раскрытия.

2. Установлено, что увеличение спектра и ассортимента товарной продукции с учетом критерия максимальной прибыли от реализации готовой продукции формирует требования к качеству минерального сырья, что достигается обоснованием технологии подготовки и параметров буровзрывных работ.

3. Установлено, что предварительное районирования карьерного поля на этапе геологической разведки по показателю качества породы RQD путем группировки структурных элементов по сортам, видам товарной продукции и текстурно-структурным показателям качества, а в период эксплуатации по коэффициенту трещиноватости массива и его вещественному составу позволяет обосновывать технологию и параметры подготовки сложноструктурных массивов с учетом минимальных потерь и разубоживания для повышения качества и полноты освоения запасов минерального сырья.

4. Обоснован методологический подход управления качеством минерального сырья, основанный на принципах снижения потерь и разубоживания при взрывной подготовке сложноструктурных массивов путем определения ширины зон смешивания сортов полезного ископаемого с включениями, в зависимости от направления развития фронта горных работ, угла падения контактов мощности, а также с учетом параметров производства буровзрывных работ.

5. Разработана классификация технологий подготовки пород к выемке сложноструктурных месторождений с высокими требованиями к качеству товарной продукции в пределах осваиваемого участка недр, разработана и обоснована модель их районирования и технологического картирования по буримости и взрываемости.

6. Разработана методика управления качеством и эффективностью подготовки пород природных массивов с учетом технологических условий, требований к качеству и ограничивающих факторов безопасности.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ И ФАКТОРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ПОКАЗАТЕЛИ КАЧЕСТВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

3.1 Исследование влияния условий заглубления скважинных зарядов на качество взрывного дробления горных пород

Определение рациональных параметров БВР сводится к эффективному использованию химической энергии взрывчатого вещества по разрушаемому объему подготавливаемого к выемке массива и технически достигается регулированием взрывного импульса. В условиях сложноструктурных месторождениях традиционные методики не обеспечивают высокие показатели перехода химической энергии в полезные формы механической работы взрыва за счет диссипативных потерь. В связи с этим определение оптимальной глубины заложения является основным критерием качества взрывной подготовки.

Приведенные в п. 1.3 методы управления энергией взрыва, влияющие на изменение качества дробления, а в п. 2.2 их энергетическая оценка показали, что главными являются те, которые относятся к очагу взрыва, а именно к положению заряда относительно граничных поверхностей и взаимному расположению зарядов, если их несколько и т.д.

Для случая взрывания сосредоточенного подземного или одиночного скважинного (шпурового) заряда при одной плоскости обнажения ($n=1$), при одной и той же массе заряда качество взрыва зависит от глубины заложения заряда. При этом глубина заложения заряда является основным фактором, определяющим нагрузку на заряд.

В Федеральных нормах и правилах в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» [246] это учтено показателем действия для зарядов выброса.

В настоящее время накоплен большой опыт по взрыванию сосредоточенных зарядов ВВ на одну поверхность обнажения при изменении глубины заложения (метод воронкообразования).

Особое место занимают исследования К.С. Ливингстона [14], теоретические предпосылки которых основаны на том, что форма взрыва определяется характером распространения в горном массиве динамической и статической энергии, развивающейся после взрыва ВВ. Автором вводится понятие оптимальной глубины заложения заряда ВВ, при которой происходит максимальное разрушение массива при минимальном разлете осколков разрушения и минимальных потерях энергии на звуковую волну.

До настоящего времени взаимосвязь дробления и негативное действие при взрывах в горных породах оценивается по разному. Так, А.Н. Ханукаев [255] утверждает, что увеличенная масса заряда – атрибут, сопутствующий росту трансформируемой в ударную волну энергии взрыва ВВ и сопровождающий рост объема и КПД взрывного дробления. Данному утверждению противопоставляется положение [154] о наличии оптимальной глубины заложения заряда, при которой КПД взрывного дробления максимален.

Таким образом, нет единого мнения о влиянии условий заглубления заряда на качество дробления при взрыве.

Применение на открытых горных работах выемочного оборудования большой единичной мощности ведет к применению геотехнологии с системами разработки различного диапазона высот в пределах одного экскаваторного блока или рабочего горизонта. С ростом высоты уступа пропорционально увеличивается глубина заложения, что оказывает влияние на перераспределение энергии взрыва скважинных зарядов ВВ, как уже было сказано, на полезную форму механической работы (дробление горной массы до определенного грансостава и перемещение при создании развала) и бесполезную (разлет кусков, УВВ и сейсмически эффект).

При взрыве открытого заряда почти вся энергия взрывного разложения ВВ переходит в УВВ, при заглубленном сосредоточенном заряде, по словам авторов [3], по мере уменьшения показателя действия взрыва происходит перераспределение энергии, затрачиваемой на разрушение и перемещение взорванной породы. А для различно заглубленных удлиненных зарядов изменение доли энергии, перешедшей в воздух, будет еще связано и с различной удаленностью разных частей

заряда от свободной поверхности, через которую происходит прорыв газов в атмосферу.

В условиях открытой разработки при уступной отбойке прорывы продуктов взрыва и движения свободной поверхности могут быть в двух конкурирующих направлениях: либо в сторону устья скважины (т.е. в направлении столба забойки), либо в сторону ЛСПП.

Для каждого из этих направлений определяется своя приведенная глубина заложения. В последующих расчетах скважинных зарядов необходимо использовать то из значений, для которого произведение ($m\bar{h}_{\text{пр}}$), окажется меньшим.

Для расчетов приведенных заглублений в различных направлениях от заряда (при двух плоскостях обнажения) используются следующие соотношения:

$$\text{– в направлении устья скважины: } \bar{h}_{\text{пр}} = \frac{h_3}{\sqrt[3]{Q_c}} C_h = \frac{0,1085\bar{h}_3}{\sqrt[3]{\bar{l}_3(1+\frac{l_n}{\bar{l}_3})}} C_h; \quad (3.1)$$

$$\text{– в направлении ЛСПП: } \bar{h}_{\text{пр}} = \frac{W}{\sqrt[3]{Q_c}} C_w = \frac{0,1085\bar{W}}{\sqrt[3]{\bar{l}_3(1+\frac{l_n}{\bar{l}_3})}} C_w, \quad (3.2)$$

где \bar{h}_3 , \bar{W} , \bar{l}_3 – относительные (выраженные в диаметрах скважины) длины забойки, ЛСПП и заряда в скважине; C_h и C_w – коэффициенты относительного увеличения приведенного заглубления в данном направлении за счет пространственного рассредоточения заряда по длине скважины:

$$\text{в направлении устья скважины: } C_h = 1,55 \sqrt[3]{\frac{l_3+l_n}{h_3}}, \quad \text{для } l_3 + l_n \geq 0,27h_3; \quad (3.3)$$

$$C_h = 1, \quad \text{для } l_3 + l_n < 0,27h_3; \quad (3.4)$$

$$\text{в направлении ЛСПП: } C_w = 1, \quad \text{для } l_3 + l_n \leq 3W; \quad (3.5)$$

$$C_w = 0,69 \sqrt[3]{\frac{l_3+l_n}{W}}, \quad \text{для } l_3 + l_n > 3W. \quad (3.6)$$

Соотношение (3.4) лишь изредка реализуется в практике взрывных работ, т.к., как правило, $l_3 > 0,27h_3$. В практике БВР чаще реализуется случай (3.5), но может иметь место (при заниженных значениях ЛСПП) и случай (3.6).

Если в заряде не предусмотрено оставление воздушного промежутка, то в расчетных зависимостях (3.1) и (3.2) второй подкоренной множитель становится

равным единице, а в подкоренных выражениях формул (3.3)–(3.6) вместо $l_3 + l_n$ фигурирует просто l_3 (т.к. $l_n = 0$).

Подстановкой (3.3)–(3.6) в (3.1) и (3.2) определяются приведенные заглубления для каждого из направлений:

в направлении устья скважины:
$$\bar{h}_{\text{пр}} = 0,168 \sqrt[3]{h_3^2}, \quad \text{для } l_3 + l_n \geq 0,27h_3; \quad (3.7)$$

$$\bar{h}_{\text{пр}} = \frac{h_3}{\sqrt[3]{Q_c}} C_h = \frac{0,1085 \bar{h}_3}{\sqrt[3]{l_3(1+\frac{l_n}{l_3})}} C_h, \quad \text{для } l_3 + l_n < 0,27h_3; \quad (3.8)$$

в направлении ЛСПШ:
$$\bar{h}_{\text{пр}} = \frac{0,1085 \bar{W}}{\sqrt[3]{l_3(1+\frac{l_n}{l_3})}} = \frac{W}{\sqrt[3]{Q_c}}, \quad \text{для } l_3 + l_n \leq 3W; \quad (3.9)$$

$$\bar{h}_{\text{пр}} = 0,075 \sqrt[3]{W^2}, \quad \text{для } l_3 + l_n \geq 0,27h_3. \quad (3.10)$$

Таким образом, нет единого мнения о влиянии условий заглубления заряда на качество взрывного дробления в условиях скважинной отбойки. Поэтому для установления зависимости результатов взрыва от приведенной глубины заложения заряда ВВ в полигонных условиях на Талдинском угольном разрезе были поставлены эксперименты для определения области приведенной глубины заложения $\left(h_{\text{пр}} = \frac{H_c - 0,5l_3}{\sqrt[3]{Q}} \right)$ скважинных зарядов.

Основной задачей эксперимента явилось изучение перераспределения энергии взрыва между кинетической энергией разлета горной массы и энергией упругих колебаний массива при изменении глубины заложения заряда.

Затраты энергии на образование упругих колебаний среды оценивались по скорости распространения продольной упругой волны в массиве, а кинетическая энергия разлета – объемом породы, выброшенной из воронки.

На рисунке 3.1 представлена принципиальная схема расположения экспериментальных скважин и сейсмодатчиков. Расстояние между зарядами составляло не менее 10 и 15 м, что исключало наложение воронок соседних взрывов. Применялись традиционные взрывчатые вещества «Граммонит 79/21», «Сибирит 1200» и «Гранулит НП», используемые для проведения массовых взрывов на Талдинском разрезе. Все они имеют различные характеристики и начальные параметры

взрывного разложения, которые приведены в таблице 3.1, что явилось определяющим при выборе типов взрывчатых веществ для эксперимента. Для каждого типа взрывчатого вещества масса заряда в скважине составляла 13, 18, 23, 38 кг. Длина заряда соответственно равна 0,33; 0,45; 0,5; 0,95 м при плотности заряжения 0,8-1,25 т/м³. Длина забойки для всех скважин 1 м.

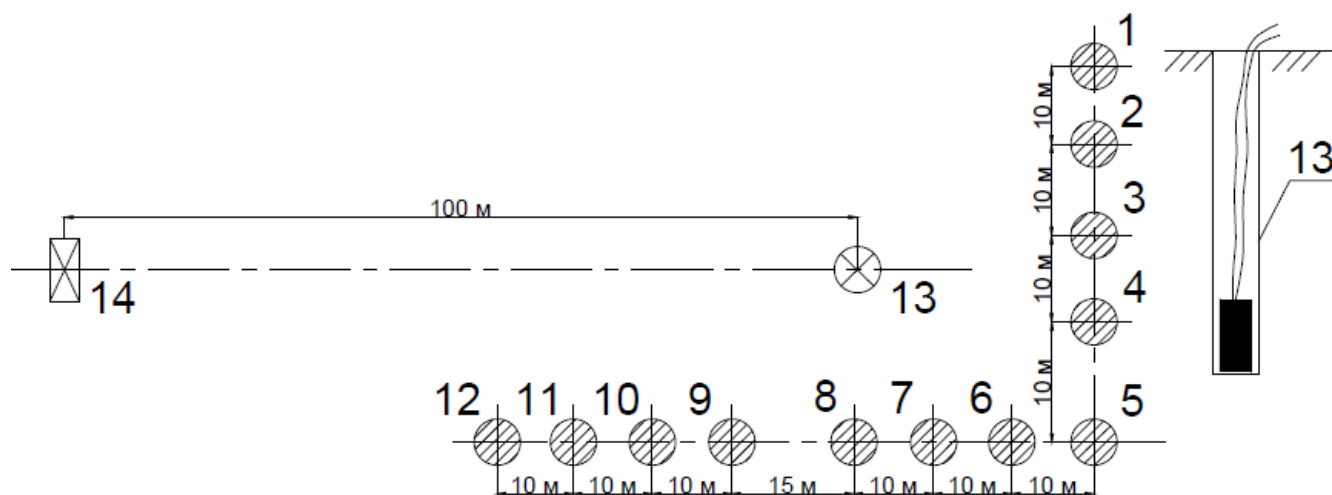


Рисунок 3.1 – Схема эксперимента с расположением сейсмодатчиков (скважина №13 и пункт №14) относительно рабочих скважин (1-12): 1-4 - Граммонит 79/21; 5-8 –Сибирит 1200; 9-12 - Гранулит НП

В настоящее время на разрезах Кузбасса для выполнения объема взрывных работ более 10 млн м³ по горной массе применяются, в основном, простейшие аммиачно-селитренные и эмульсионные ВВ:

- для взрывания сухих скважин используются «Гранулит НП» (на гладкой и пористой селитре), «Гранулит МК» (на гладкой и пористой селитре), «Сибирит-1200», НПГМ-100, «Сибирит ПСМ-7500» марка Г;
- для взрывания обводненных скважин применяется Сибирит-1200, НПГМ-100, Сибирит ПСМ-7500 марка Г.

Характеристики применяемых на разрезах Кузбасса взрывчатых веществ, приведены в таблице 3.1.

Как и в работе [124], после каждого взрыва измеряли скорость смещения грунта, объем образованной воронки выброса и средний размер куска раздробленной горной массы.

Таблица 3.1 – Характеристики применяемых типов ВВ
на угольных месторождениях Кузбасса

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Удельная теплота взрыва, кДж/кг	Удельный объем газов, л/кг	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с	Критический диаметр, мм	Переводной коэффициент*
Гранулит НП	0 – 1	3787	940 – 960	0,80 – 0,95	3,0 – 3,5	160	0,95(1,15)
Гранулит МК	1,65	3740	951,7	0,79	3,81	120	0,95(1,15)
НПГМ-100	-8,69	2335,5	1059	1,05-1,25	5,4	75	1,25
Сибирит 1200	-11,2	2510	1087	1,05 – 1,25	4,8 – 5,8	100	1,3
Сибирит ПСМ-7500 марка Г	-3,1	3100	1020	1,2-1,25	4,8 – 5,8	50	1,3

* В скобках указаны значения для гладкой селитры

Условия взрывания скважинных зарядов и результаты проведенного эксперимента приведены в таблице 3.2.

Упругие колебания взрывов оценивался по максимуму вертикальной компоненты скорости смещения, которая принималась в $\sqrt{3}$ раз меньше полного вектора скорости в среде.

Датчики располагались таким образом, чтобы регистрировать упругие колебания в ближней зоне на расстоянии 20 м (датчик находился в скважине на глубине 3 м) и в дальней зоне на расстоянии 100 м (см. рисунок 3.1).

По результатам оценки скоростей смещения для взрывов известной массы (Q) на заданном расстоянии (r) определялись коэффициенты пропорциональности (K_{Vz}) в степенной зависимости скорости смещения (см. таблицу 3.2) [162]:

$$V = K_V \bar{R}^{-2,2} \bar{R}^{-0,05}, \quad (3.11)$$

где K_V – коэффициент, зависящий от свойств взрывааемых пород и от условий взрывания; \bar{R} – приведенное расстояние, м/кг^{1/3}:

$$\bar{R} = r/\sqrt[3]{Q}, \quad (3.12)$$

где r – расстояние от места взрыва до точки регистрации, м; Q – масса заряда ВВ, кг.

На рисунке 3.2. представлены зависимости скоростей смещения от приведенного расстояния для различных типов ВВ в зоне дробления и перемещения горной массы и в зоне распространения ударной сейсмической волны.

Таблица 3.2 – Результаты экспериментальных замеров вертикальной составляющей скорости смещения, среднего размера куска и объема воронки от приведенных глубин заложения и расстояний (Талдинский угольный разрез)

Тип ВВ	$H_{\text{скв}}$, м	№ скв	Q , кг	$L_{\text{зар}}$, м	$h_{\text{заб}}$, м	$h_{\text{пр}}$, м/кг ^{1/3}	R , м	$R_{\text{пр}}$, м/кг ^{1/3}	V_z , мм/с	$Y=f(R)$	K_{vz} , м/с (м/кг ^{1/3})	$d_{\text{ср}}$, м	$V_{\text{вор}}$, м ³
Граммонит 79/21	3,0	1	38	0,95	1,0	0,71	36,1	10,72	16,7	0,0105	1,59	0,256	8,41
							131,5	39,12	0,48	0,0008	0,57		
		2	23	0,5		0,93	31,6	11,12	16,7	0,0202	0,83	0,239	41,97
							130,4	45,85	0,87	0,0008	1,04		
		3	18	0,45		1,03	30	11,45	16,7	0,0122	1,37	0,231	17,96
							130	49,6	0,87	0,0006	1,40		
		4	13	0,33		1,19	31,6	13,45	17,3	0,0202	0,86	0,273	14,01
							130,4	55,45	0,82	0,0008	1,09		
Сибирит 1200	3,0	5	38	0,95	1,0	0,77	36,1	10,72	23,3	0,0105	2,22	0,304	10,75
							131,5	39,12	1,15	0,0008	1,36		
		6	23	0,5		0,97	28,3	9,95	19,3	0,0115	1,68	0,271	46,89
							121,7	42,78	0,96	0,0008	1,20		
		7	18	0,45		1,07	22,4	8,53	19,3	0,0122	1,59	0,238	11,12
							111,8	42,66	0,67	0,0007	0,91		
		8	13	0,33		1,22	20	8,51	20,2	0,0147	1,37	0,285	16,76
							102	43,37	0,61	0,0007	0,83		
Гранулит НП	3,0	9	38	0,95	1,0	0,72	25	7,44	9,8	0,0210	0,28	0,262	11,33
							87,3	25,97	0,87	0,0015	0,36		
		10	23	0,5		0,93	32	11,26	8	0,0120	0,36	0,225	44,67
							77,6	25,95	0,67	0,0015	0,46		
		11	18	0,45		1,04	40,3	15,38	3,33	0,0070	0,48	0,261	16,76
							68	25,95	0,77	0,0013	0,59		
		12	13	0,33		1,19	49	20,94	2,67	0,0038	0,70	0,289	12,05
							58,5	24,89	0,48	0,0008	0,64		

На рисунке 3.3 показаны полученные зависимости среднего размера куска (рисунок 3.3, а), объема взорванной горной массы (рисунок 3.3, б) и удельного расхода ВВ (рисунок 3.3, в) от приведенной глубины заложения скважинных зарядов для различных типов взрывчатых веществ.

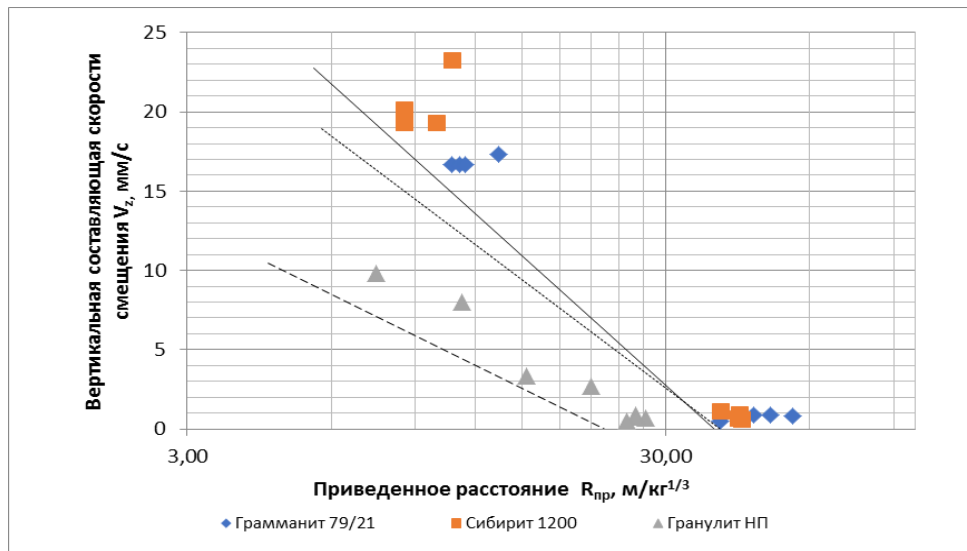
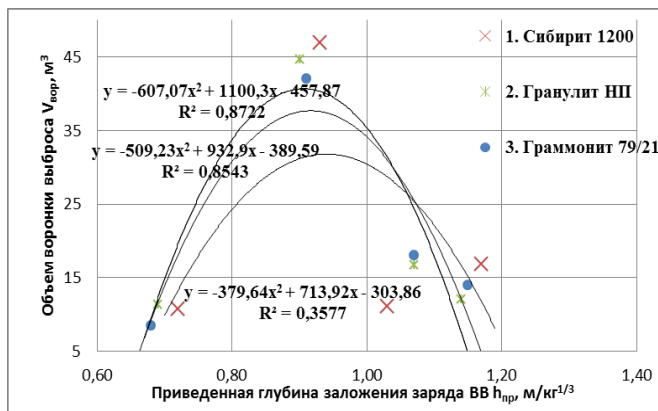
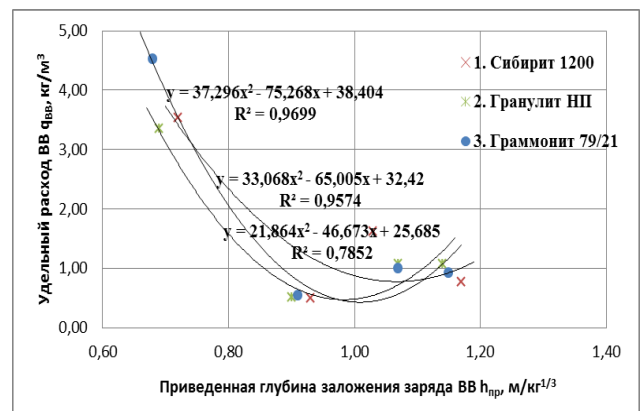


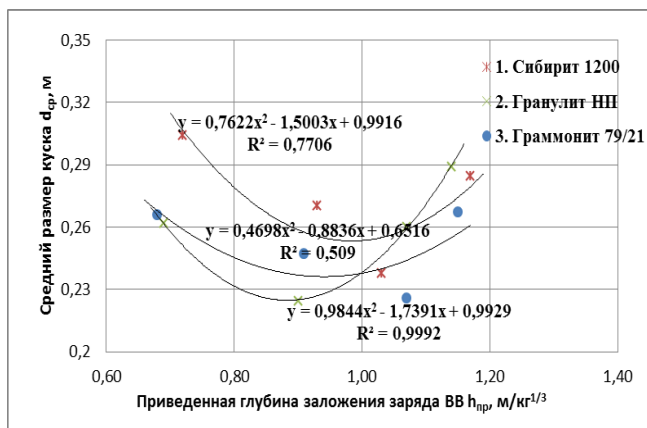
Рисунок 3.2 – Зависимости скоростей смещения от приведенного расстояния для различных типов ВВ



а



б



в

Рисунок 3.3 – Зависимости объема взорванной горной породы (а), среднего размера куска (б) и удельного расхода ВВ (в) для различных типов взрывчатых веществ и полезного ископаемого от приведенной глубины заложения скважинных зарядов

Результаты исследований показали наличие области оптимальной приведенной глубины заложения ($h_{пр} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$) в зависимости от среднего размера куска взорванной горной массы, объема воронки выброса и среднего расхода ВВ не зависимо от применяемых типов взрывчатых веществ.

Таким образом, для обеспечения показателей качества товарной продукции при разработке сложноструктурных месторождений с применением высокоуступной геотехнологии необходимы дополнительные исследования в области взрывной подготовки для выполнения условий безопасности бурения первого ряда скважин и снижения области нерегулируемого дробления скважинных зарядов ВВ.

3.2 Исследование параметров буровзрывной подготовки пород к выемке для управления степенью дробления при обеспечении качества и безопасности для высокоуступной геотехнологии

В современных экономических условиях на карьерах и разрезах для увеличения производственной мощности и повышения эффективности горнодобывающего предприятия в целом необходимо применение горного оборудования большой металлоемкости и геометрических размеров, что неизбежно ведет к высокоуступной геотехнологии (высота уступов 15 м и более).

Так, в современных условиях для горнодобывающих предприятиях строительных материалов к качеству товарной продукции и подготовке горных пород предъявляются жесткие требования. Во-первых, буровзрывные работы должны обеспечивать заданный грансостав; во-вторых, адаптироваться под изменяемые свойства пород, определяемые кондиционными требованиями; в-третьих, с минимальными затратами для снижения себестоимости готовой продукции.

Для достижения заданных целей предприятия, ведущие разработку сложноструктурных месторождений строительных материалов, переходят на новые технологии буровзрывной подготовки. При этом для снижения стоимости буровых работ используются высокопроизводительные буровые станки с малым диаметром скважин (менее 200 мм), а для снижения стоимости взрывных работ применяются эмульсионные взрывчатые вещества.

На карьерах строительных материалов для бурения взрывных скважин диаметром до 200 мм в породах средней крепости и крепких применяются станки с погружными пневмоударниками. В основном это станки отечественного и зарубежного производства [243]:

- УРБ-2А с диаметром взрывных скважин 120-190 мм;
- Sandvik (D25KS, D245S) с диаметром взрывных скважин 127-203 мм;
- TAMROCK (PANTERA 800, PANTERA 900, PANTERA 1100, PANTERA 1500) с диаметром взрывных скважин 115-152 мм;
- Atlas Copco (ROC 460 PC, ROC F7, ROC F9, ROC L6, ROC L7) с диаметром взрывных скважин 105-165 мм;
- FURUKAWA (HCR 1000-1200-1500, PCR200) с диаметром взрывных скважин 65-150 мм.

В этом случае буровзрывная подготовка рассматривается с точки зрения технологичности управления качеством сырья и обеспечения безопасности.

В целях управления кусковатостью взорванной горной массы карьеры строительных горных пород ведут разработку уступами высотой 15 и более метров, что ведет к повышению выхода негабарита в зоне нерегулированного дробления. Также при использовании на высоких уступах скважин малого диаметра, особенно в крупноблочных крепких породах, рассчитываемые по существующим методикам значения ЛСПП не выполняют условие безопасности, учитывающее бурение скважин первого ряда:

$$W \geq W_{\text{без}} = C + H_y \text{ctga}. \quad (3.13)$$

В сложившейся ситуации рекомендованы следующие методы и технологии производства буровзрывных работ [18, 45] (рисунок 3.4):

- применение скважин большего диаметра (при наличии данного типа бурового оборудования);
- применение котловых зарядов (сложность в создании котловых полостей, неравномерность дробления) или механических расширений по длине скважины (повышенный расход бурения первого ряда скважин);
- применение наклонных скважин, пробуренных параллельно откосу уступа (наличие или отсутствие) данного типа бурового оборудования на предприятии; сложность в обеспечении сохранности наклонных скважин при больших объемах буровзрывных работ; сложность заряджания и монтажа взрывной сети, особенно при отсутствии средств механизации; большой износ бурового оборудования);

- увеличение энергии заряда ВВ (тип ВВ, удельный расход ВВ);
- применение парно-сближенных скважин (повышенный расход бурения первого ряда скважин).

В то же время у каждого метода имеется ряд недостатков, которые ограничивают область его применения [240].



Рисунок 3.4 – Методы управления энергией взрыва для обеспечения безопасности бурения первого ряда скважин при высокоуступной технологии

Применение скважин большего диаметра ограничивается отсутствием данного типа бурового оборудования на предприятии или у аутсорсинговых компаний.

Использование котловых зарядов скважин (механическое расширение скважин) имеет следующие недостатки: сложность в создании котловых полостей взрывным способом (простреливание скважин); необходимость дополнительного оборудования при механическом расширении; неравномерность дробления при котловых зарядах.

При бурении наклонных скважин, параллельных откосу уступа, необходимо отметить следующие недостатки: наличие (отсутствие) данного типа бурового оборудования на предприятии или у аутсорсинговых компаний; сложность в обеспечении сохранности наклонных скважин при больших объемах буровзрыв-

ных работ; сложность зарядания и монтажа взрывной сети, особенно при отсутствии средств механизации; большой износ бурового оборудования, при снижении производительности буровых станков.

Для увеличения энергии заряда ВВ необходимо: изменить тип ВВ, который определяет энергетические и взрывчатые характеристики, и в конечном счете стоимость самого ВВ; увеличить удельный расход ВВ, что приводит к сужению сетки скважин или увеличению массы заряда ВВ; регулирование плотности зарядания ВВ, которое возможно в определенных пределах и только при механизированном зарядании взрывных скважин.

И в заключение бурение парносближенных скважин в значительной степени увеличивает объем буровых работ.

Таким образом, целью исследования является управление качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке сложноструктурных месторождений при открытой геотехнологии в условиях ограничивающих факторов для снижения зоны нерегулированного дробления.

В работе решаются следующие научно-практические задачи:

– анализ и реализация существующих методик расчета ЛСПП при высоте уступа 15 м и более на примере Круторожинского сложноструктурного месторождения;

– определение параметров взрывной подготовки на уступах 15 м и более скважин малого диаметра;

– применение ЭВВ в условиях высокоуступной буровзрывной подготовки.

Рассмотрим наиболее перспективные методы управления энергией взрыва при высокоуступной геотехнологии с точки зрения технологичности выполнения процесса подготовки и качества минерального сырья. К методам управления энергией взрыва относятся: конструкция заряда ВВ, тип и плотность ВВ (ЭВВ), конструкция забойки, диаметр скважины, парносближенные заряды и удельный расход ВВ [169].

Анализ данных методик показал, что применение парносближенных зарядов и механических расширителей взрывных скважин наиболее рационален с точки

зрения технологичности, при этом определение параметров расположения парносближенных скважинных зарядов на уступе в основном базируется на учете прочностных характеристик (крепость и трещиноватость) [240, 241]. В настоящее время разработано большое количество механических расширителей взрывных скважин, которые могут устанавливаться как на существующее буровое оборудование, так и на вспомогательное и позволяют разбуривать взрывные скважины до 270 мм и более.

Основное разрушающее действие в мелкотрещиноватых горных породах оказывает давление газообразных продуктов взрыва. В средне- и крупноблочных породах разрушение происходит как за счет волн напряжений, распространяющихся от заряда в сторону свободной поверхности и во все стороны, так и за счет волны, отраженной от свободной поверхности [61, 240]. Поэтому при определении оптимальных параметров расположения парносближенных скважин и параметров БВР с использованием механических расширителей взрывных скважин необходимо учитывать упругие и акустические свойства горных пород.

Для определения рациональных параметров расположения взрывных скважин предлагается использование принципа автомодельности, подробно рассмотренного в п. 2.1, основанном на учете критических скоростей смещения массива в зоне действия смежных скважинных зарядов [45, 74, 163, 169, 240].

Исследования оптимальных параметров БВР при расположении парносближенных скважин и взрывных скважин с использованием механических расширителей в донной части скважин первого ряда проводилось в условиях Круторожинского месторождения габбро-диабазов ПАО «Орское карьероуправление». Параметры карьера и системы разработки приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Основные параметры карьера и системы разработки

Параметры	Величина
Проектная глубина карьера, м	80-200
Длина карьера поверху, м	1870
Ширина карьера поверху, м	800
Проектная высота уступа, м	15
Угол откоса рабочего уступа, град	75
Минимальная ширина рабочей площадки, м	34-60

На Круторожинском карьере в обводненных, частично обводненных и сухих скважинах используются следующие типы ВВ (таблица 3.4).

Методики расчета параметров расположения парносближенных скважин аналогичен расчету одиночных скважин.

Таблица 3.4 – Характеристики применяемых взрывчатых веществ

Характеристики для типов ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	Плотность насыпная, г/см ³	Скорость детонации, м/с
Граммонит 79/21	4291	895	0,85÷0,90	3200÷3600
Граммонит 30/70	3977	800	0,85÷0,90	3800÷4500
АС-25П	3200	910	1,00	4600÷4800
Арсенит ГБ-1	4100÷4200	820÷850	0,75÷0,85	4500÷5100
Арсенит ГБ-2	4270÷4750	850÷860	0,75÷0,85	4800÷5500
Арсенит ГБ-4	4300÷4500	790÷820	0,75÷0,80	5000÷5200
Форнис	3260	968	1,00	5100

Наибольшее распространение по определению ЛСПП получили следующие зависимости [61, 241]:

$$W = 28d_{\text{СКВ}} \sqrt{\frac{\Delta \ell_{\text{зар}} N}{qmH}}; \quad (3.14)$$

$$W = \sqrt{\frac{N \cdot P \cdot (\ell_{\text{СКВ}} - 20 \cdot d_{\text{СКВ}})}{q \cdot H \cdot m}}, \quad (3.15)$$

где $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряжения, кг/м³; $\ell_{\text{зар}}$ – длина заряда, м; $\ell_{\text{СКВ}}$ – длина скважины, м; N – число парно-сближенных скважин; q – удельный расход ВВ, кг/м³; m – коэффициент сближения скважин; H – высота уступа, м; P – вместимость 1 м скважины, кг/пг. м.

Расчеты параметров расположения скважинных зарядов на 15-метровых уступах с использованием скважин диаметром 150 и 190 мм показали, что расчетная ЛСПП при угле откоса рабочего уступа 75° не проходит по условию безопасности бурения первого ряда скважин (таблица 3.5). Минимально допустимая величина линии сопротивления по подошве по условиям безопасного размещения бурового оборудования для бурения первого ряда скважин составляет 6,0 м ($h_y = 15$ м).

Таблица 3.5 – Расчетные значения ЛСПП скважинных зарядов диаметрами 150 и 190 мм при высоте уступа 15 м для условий Круторожинского месторождения габбро-диабазов

Диаметр скважины, мм	Крепость пород по горизонтам							
	$f=8$	$f=10$	$f=12$		$f=16$		$f=20$	
	Категория трещиноватости							
	II	III	IV	III	IV	III	IV	V
ВВ – МС-У-1 ($K_{ВВ}=0,83$)								
150	6,1	4,8	4,1	4,9	4,3	4,8	4,1	3,5
190	6,7	5,4	4,5	5,5	4,7	5,3	4,6	3,9
ВВ – арсенит ГБ-2 ($K_{ВВ}=0,98$)								
150	6,7	5,3	4,5	5,4	4,7	5,3	4,5	3,8
190	8,2	6,6	5,5	6,7	5,8	6,5	5,6	4,7
ВВ – арсенит ГБ-4 ($K_{ВВ}=1$)								
150	6,6	5,3	4,4	5,4	4,6	5,2	4,5	3,8
190	8,2	6,5	5,5	6,6	5,7	6,4	5,6	4,7
ВВ – графмонит 79/21 ($K_{ВВ}=1$)								
150	6,3	5,0	4,2	5,1	4,4	4,9	4,3	3,6
190	7,7	6,2	5,2	6,3	5,4	6,1	5,3	4,4
ВВ – арсенит ГБ-1 ($K_{ВВ}=1,05$)								
150	6,5	5,2	4,3	5,2	4,5	5,1	4,4	3,7
190	8,0	6,3	5,3	6,5	5,6	6,3	5,4	4,6
ВВ – графмонит 30/70 ($K_{ВВ}=1,09$)								
150	6,0	4,8	4,0	4,9	4,2	4,7	4,1	3,4
190	7,4	5,9	5,0	6,0	5,2	5,8	5,1	4,3
ВВ – форнис ($K_{ВВ}=1,21$)								
150	6,3	5,0	4,2	5,1	4,4	5,0	4,3	3,6
190	7,8	6,2	5,2	6,3	5,5	6,1	5,3	4,5
ВВ – эмульсионный состав АС-25П ($K_{ВВ}=1,25$)								
150	7,0	5,6	4,7	5,7	4,9	5,5	4,8	4,0
190	8,6	6,9	5,8	7,0	6,1	6,8	5,9	5,0

Поэтому для применяемых типов ВВ Круторожинского месторождения определены рациональные значения линии сопротивления по подошве для парно-сближенных скважинных зарядов при высоте уступа 15 м и диаметрах скважин 150 и 190 мм для пород различной крепости и трещиноватости (таблица 3.6).

Как было уже выше сказано, что для определения рациональных параметров расположения парносближенных скважин предлагается использование принципа

автомодельности, основанном на учете критических скоростей смещения массива в зоне действия смежных скважинных зарядов.

Таблица 3.6 – Рациональные значения ЛСПП при высоте уступа 15 м

Диаметр скважины, мм	Крепость пород по горизонтам							
	$f=8$	$f=10$		$f=12$		$f=16$		$f=20$
	Категория трещиноватости							
	II	III	IV	III	IV	III	IV	V
1	2	3	4	5	6	7	8	9
ВВ – МС-У-1 ($K_{ВВ}=0,83$; $\Delta =700$ кг/м ³)								
150 (N=2)	10,4	8,3	7,0	8,0	6,9	7,7	6,7	6,9
190	6,8	6,0	-	6,1	-	-	-	-
190 (N=2)	-	-	8,6	-	8,5	9,5	8,2	6,9
ВВ – арсенит Г-1 ($K_{ВВ}=1,02$; $\Delta =1000$ кг/м ³)								
150 (N=2)	11,2	9,0	7,5	8,6	7,4	8,3	7,2	6,1
190	7,3	6,4	-	6,6	-	6,4	-	-
190 (N=2)	-	-	9,3	-	9,3	-	9,0	7,6
ВВ – форитис ($K_{ВВ}=1,21$; $\Delta =1100$ кг/м ³)								
150 (N=2)	10,8	8,6	7,2	8,3	7,2	8,1	7,0	7,2
190	7,1	6,2	-	6,3	-	6,1	-	-
190 (N=2)	-	-	8,9	-	8,9	-	8,7	7,3
ВВ – эмульсионный состав АС-25П ($K_{ВВ}=1,25$; $\Delta =1400$ кг/м ³)								
150	6,1	-	-	-	-	-	-	-
150 (N=2)	-	9,6	8,0	9,1	7,9	8,9	7,7	6,5
190	7,7	6,9	-	7,0	6,1	6,8	-	-
190 (N=2)	-	-	9,9	-	-	-	9,5	8,0
ВВ – граммонит 79/21 ($K_{ВВ}=1$; $\Delta =900$ кг/м ³)								
150 (N=2)	10,3	8,2	6,9	7,9	6,8	7,6	6,6	6,0
190	7,0	6,2	-	6,3	-	6,1	-	-
190 (N=2)	-	-	8,9	-	8,9	-	8,6	7,3

В соответствии со свойствами горных пород Круторожинского месторождения, критические скорости смещения массива (м/с), при которых происходит разрушение среды, приведены на рисунке 3.5.

В зависимости от крепости горных пород и соответствующей ей критической скорости смещения массива определено оптимальное эквивалентное приведенное расстояние (рисунок 3.6).

Для условий Круторожинского месторождения оптимальное эквивалентное приведенное расстояние определяется как:

$$\bar{r} = 2,37 \cdot f^{-0.44}, \quad (3.16)$$

где f – коэффициент крепости горных пород.

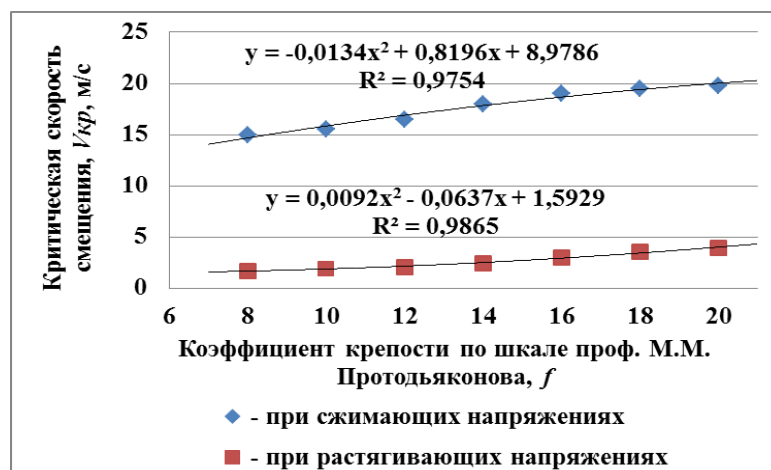


Рисунок 3.5 – Значение критических скоростей смещения массива от крепости пород:

- 1 – критическая скорость при действии сжимающих напряжений;
- 2 – критическая скорость при действии растягивающих напряжений

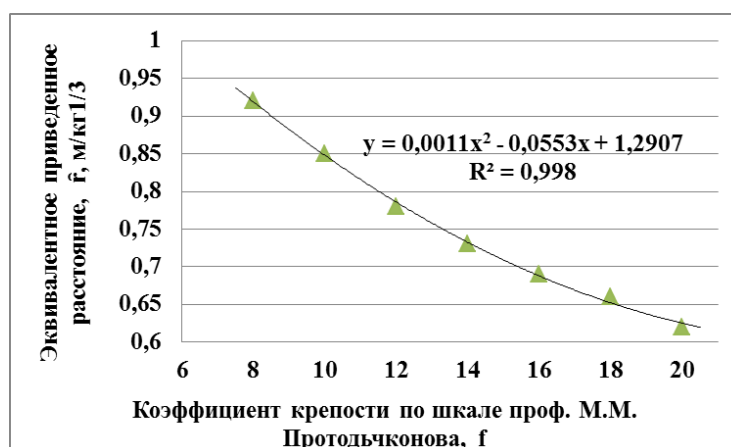


Рисунок 3.6 – Зависимость критической скорости смещения массива от крепости пород

В соответствии с полученными оптимальными значениями эквивалентного приведенного расстояния для пород третьей категории трещиноватости, диаметра скважин, равного 150 мм, и различных типов ВВ определены рациональные параметры расположения парносближенных скважин (таблица 3.7).

При расчетах параметров расширений скважинных зарядов применялись механические расширители диаметром 250 мм.

В зависимости от крепости горных пород и соответствующей ей критической скорости смещения массива определена оптимальная величина приведенной линии сопротивления по подошве (м/кг^3) (рисунок 3.7).

Таблица 3.7 – Рациональные параметры сетки парносближенных скважин в зависимости от коэффициента крепости горных пород

Параметры	Коэффициент крепости горных пород				
	8	10	12	14	16
Взрывчатое вещество	Граммонит 79/21				
ЛСПП, м	10,9	9,5	8,7	8,1	7,8
Расстояние между скважинами в ряду, м	9	7,8	6,9	6,2	5,7
Отклонение, %	5	14	10	7	15
Взрывчатое вещество	МС-У-1				
ЛСПП, м	10,7	9,3	8,6	8,0	7,7
Расстояние между скважинами в ряду, м	8,7	7,5	6,6	6,0	5,5
Отклонение, %	3	11	7	4	11
Взрывчатое вещество	Арсенит Г-1				
ЛСПП, м	11,3	9,8	9,1	8,4	8,1
Расстояние между скважинами в ряду, м	9,5	8,2	7,3	6,6	6,0
Отклонение, %	1	8	18	6	18
Взрывчатое вещество	Фортис				
ЛСПП, м	11,0	9,6	8,9	8,2	8,0
Расстояние между скважинами в ряду, м	9,6	8,2	7,3	6,6	6,0
Отклонение, %	2	10	7	8	10
Взрывчатое вещество	Эмульсионный состав АС-25П				
ЛСПП, м	11,2	9,8	9,0	8,4	8,1
Расстояние между скважинами в ряду, м	10,3	8,9	7,9	7,1	6,5
Отклонение, %	3	3	12	6	18

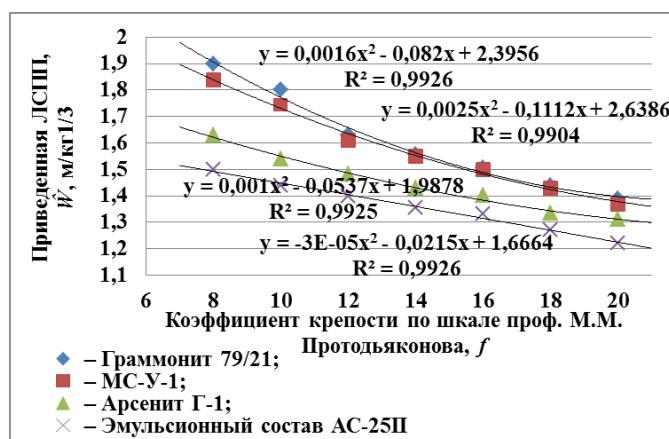


Рисунок 3.7 – Зависимость приведенной ЛСПП от коэффициента крепости пород: 1 – Граммонит 79/21; 2 – МС-У-1; 3 – Арсенит Г-1; 4 – Эмульсионный состав АС-25П

Полученные зависимости аппроксимируются полиномиальным уравнением вида

$$\bar{W} = \alpha f^2 - \beta f + \gamma, \quad (3.17)$$

где \bar{W} – рациональное приведенное значение линии сопротивления по подошве, м/кг³; f – коэффициент крепости; α , β , γ – эмпирические коэффициенты, значение которых приведено в таблице 3.

Таблица 3.8 – Значение эмпирических коэффициентов

Тип ВВ	α	β	γ
Граммонит 79/21	0,0016	0,082	2,3956
МС-У-1	0,0025	0,1112	2,6386
Арсенит Г-1	0,001	0,0537	1,9878
Эмульсионный состав АС-25П	0,002	0,0215	1,6664

При этом длина механического расширения скважинных зарядов l_p , м, приведена на рисунке 3.8.

В работе определены параметры буровзрывных работ при использовании механических расширений нижних частей скважин, при высоте уступа 15 м и диаметре скважин 150 мм для крупноблочных пород средней и высокой крепости.

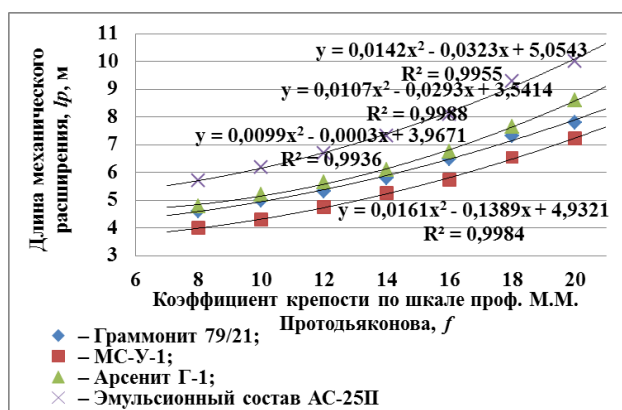


Рисунок 3.8 – Зависимость длины механического расширения скважины

от крепости пород:

- 1 – Граммонит 79/21; 2 – МС-У-1;
 3 – Арсенит Г-1;
 4 – Эмульсионный состав АС-25П

Таким образом, разработана методика определения параметров механических расширений скважинных зарядов и парносближенных скважин при высокоуступной технологии, основанной на принципе автомодельности путем сравнения критических скоростей смещения массива, что позволяет: увеличить выход взорванной горной массы с одного погонного метра скважин в средне- и трудновзрывае- мых горных породах на 15-26% (с применением механических расширений сква- жинных зарядов) и на 10-18% (с применением парносближенных скважин) за счет увеличения сетки скважин, по сравнению с наклонными скважинами и скважина- ми диаметром 190 мм и более, как при взрывании на свободную поверхность, так и при взаимодействии смежных зарядов, взрывааемых с замедлением; уменьшить удельный расход ВВ на 8-23% в крупноблочных крепких породах по сравнению со скважинами диаметром 190 мм и более.

Для повышения показателей качества взрывного дробления при проработке подошвы уступа и равномерного дробления по его высоте и оптимизации параметров буровзрывных работ необходимо выполнить исследования о влиянии типов взрывчатых веществ на управление качеством минерального сырья.

3.3 Исследование влияние применяемых типов взрывчатых веществ на управление качеством минерального сырья в условиях сложности залегания

В настоящее время наблюдается тенденция отказа от применения тротилосодержащих и простейших аммиачно-селитренных ВВ в пользу эмульсионных ВВ (ЭВВ). Преимуществами последних является возможность их механизированного приготовления на местах производства взрывных работ, существенное сокращение числа и вместимости складов взрывчатых материалов на предприятиях, низкая себестоимость изготавливаемых ЭВВ по сравнению со штатными заводскими ВВ, улучшение экологической обстановки в местах ведения взрывных работ, повышенная безопасность за счет использования невзрывчатых компонентов (эмульсия) и относительная простота адаптации к различным физико-механическим свойствам и степени обводненности взрываемого массива горных пород за счет регулирования составов эмульсионных взрывчатых веществ [12, 109, 110, 135, 253].

Неоднородность строения рудного и угольного сложноструктурного массива, как правило, прослеживается в вертикальной плоскости, поэтому при высокоуступной технологии для достижения требуемого качества дробления по всему объему взрываемого блока необходимо обеспечить распределение энергии таким образом, чтобы дробление было равномерное по всей длине колонки заряда [61]. Применение штатных ВВ не позволяет управлять энергией взрыва по длине колонки заряда, не применяя при этом различные конструкции скважинного заряда. Обеспечение данного условия возможно при использовании ЭВВ, поскольку во время заряжания скважин за счет управления процессом газогенерации достигается разноплотностная зарядка по всей глубине скважины [63].

В начале XXI в. на территории России и бывших союзных республик, в частности Казахстана и Украины [216], бурными темпами при производстве взрывных работ на горнодобывающих предприятиях внедряются и получили широкое применение ЭВВ на основе дисперсных систем, состоящих из двух взаимно нерастворимых жидкостей, одна из которых распределяется в другой в виде мельчайших капель. Это класс промышленных ВВ на основе обратных (инвертных) эмульсий «вода в масле» [157, 228].

В настоящее время данный класс ЭВВ представляет четвертый этап развития водосодержащих взрывчатых веществ (ВВВ), получаемые на основе эмульсии обратного типа (капельки водного раствора аммиачной селитры (АС) в масле) и обладает следующими преимуществами относительно штатных ВВ [1-5].

- безопасность по отношению к механическим и тепловым воздействиям (удару, трению, теплу, огню);

- возможность регулирования взрывчатых характеристик в широком интервале рабочих плотностей от 0,5 до 1,5 кг/см³;

- водоустойчивость.

Состав ЭВВ типа «вода в масле» мог детонировать только в зарядах относительно большого диаметра и при применении мощного промежуточного детонатора. С целью устранения данного недостатка разработаны различные составы и технологии изготовления ЭВВ. При этом разнообразии составов ЭВВ и, соответственно, технологий их производства требуется обоснование выбора способа их изготовления и доставки, обеспечивающих максимальные экономические и качественные показатели производства БВР в соответствии с горнотехническими условиями разрабатываемых месторождений.

В настоящее время большинство месторождений Южного Урала, представленных в таблице 1.1, для подготовки горных пород к выемке на карьерах применяют БВР-способ с использованием ЭВВ («Сибирит-1000 и 1200»; АС-25П, Эмуласт АС-30; «Нитронит»; «Фортис» и др.) [61, 63].

Согласно данным предприятий технико-экономические показатели применения ЭВВ в рассмотренных условиях обеспечиваются в следующем диапазоне:

- расстояние транспортирования эмульсии – до 500 км;
- производственная мощность предприятия по горной массе – от 500 тыс. м³/год до 20 млн м³/год.
- масса ЭВВ на взрываемый блок – до 100 т.

В современных условиях все горнодобывающие предприятия усредняют физико-механические свойства горных пород с целью использования одного типа ВВ и, как следствие, применения постоянного удельного расхода ВВ. При этом, несмотря на ухудшение качественных показателей взрыва (увеличение выхода негабарита, переизмельчение, не качественная проработка подошвы уступа), обеспечиваются приемлемые технико-экономические показатели [61, 63, 69].

В свою очередь, практически не используется преимущество ЭВВ, заключающееся в возможности варьирования диапазона его качественных характеристик с учетом соотношения изменяющегося диапазона физико-механических свойств взрываемых горных пород разрабатываемого месторождения как на участке карьера, так и в рамках одного взрываемого блока [69, 217, 262].

Все применяемые в настоящее время ЭВВ типа «вода в масле» в зависимости от основных компонентов на завершающей стадии изготовления, т.е. непосредственно перед зарядкой их в скважину или при нахождении в емкостях смесительно-зарядных машин (СЗМ), можно классифицировать на два подкласса: с добавлением или без добавления сухой фазы АС в раствор матричной эмульсии, перед смешиванием ее с ГГД для активации процесса газогенерации (рисунок 3.9).

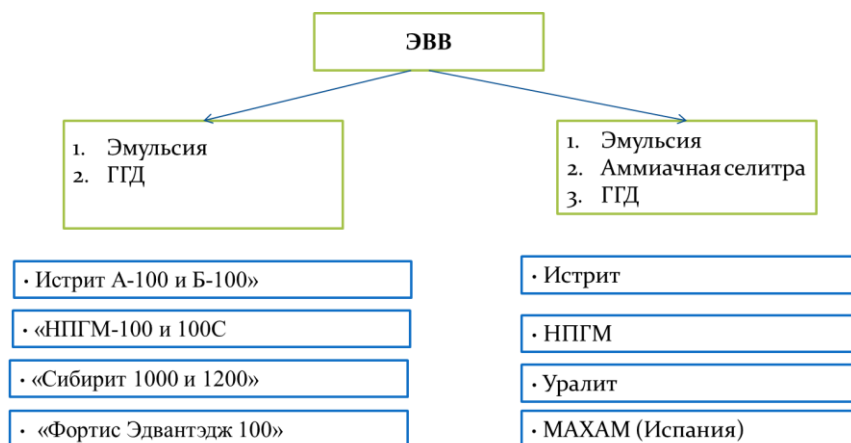


Рисунок 3.9 – Классификация ЭВВ типа «вода в масле» по основным компонентам на завершающей стадии их изготовления (СЗМ)

В таблицах 3.9 и 3.10 приведены составы в процентном соотношении основных компонентов, перечисленных ЭВВ, согласно классификации и техническим условиям (ТУ) [234-237], а также возможный диапазон изменения их взрывчатых характеристик.

Таблица 3.9 – Соотношение эмульсии и ГГД в процентах для различных типов ЭВВ, согласно ТУ (1 подкласс классификации) и диапазон возможного изменения их взрывчатых характеристик

Наименование	Состав компонента, %							
	Истрит А-100	Истрит Б-100	НПГМ -100	НПГМ -100С	Фортис Эдвантэдж 100	Фортис Еклипс - 100	Сибирит-1000	Сибирит-1200
Эмульсия	98,5	98,5	98-99	98-99	100	100	100	100
ГГД	1,5	1,5	0,5-2,0	0,5-2,0	0,3-1,0 (сверх 100 % эмульсии)	0,3-1,0 (сверх 100 % эмульсии)	1,0-2,0 (сверх 100 % эмульсии)	1,0-2,0 (сверх 100 % эмульсии)
Теплота взрыва, ккал/кг (кДж/кг)	750 (3135)	750 (3135)	558 (2336)	558 (2336)	778 (3260)	778 (3260)	729 (3050)	617 (2580)
Скорость детонации, м/с	5400	5400	5400	5400	5100	5100	4800-5400	4900-5200

Таблица 3.10 – Соотношение эмульсии и ГГД в процентах для различных типов ЭВВ, согласно ТУ (2 подкласс условной классификации) и диапазон возможного изменения их взрывчатых характеристик

Наименование	Состав компонента, %					
	Истрит А-70	Истрит Б-70	НПГМ-75	НПГМ-75С	Фортис Эдвантэдж 80	Фортис Еклипс 80
Эмульсия	69	69	74-74,5	74-74,5	80	80
Аммиачная селитра	30	30	24-24,5	24-24,5	20	20
ГГД	1,0	1,0	0,5-2,0	0,5-2,0	0,3-1,0 (сверх 100 % эмульсии)	0,3-1,0 (сверх 100 % эмульсии)
Теплота взрыва, ккал/кг (кДж/кг)	830 (3469)	830 (3469)	689 (2879)	689 (2879)	880 (3700)	880 (3700)
Скорость детонации, м/с	5700	5700	5100	5100	4740	4740

Поскольку основой всех рассмотренных ЭВВ является матричная эмульсия, в таблице 3.11 представлены ее составы, применяемые на месторождениях Южного Урала.

Таблица 3.11 – Содержание компонентов эмульсии (100 %) в процентах для различных типов ЭВВ, согласно ТУ

Наименование компонента	Состав компонента, мас.%		
	Фортис Эдвантэдж 100	Сибирит- 1000	Сибирит- 1200
Эмульсия:	100	100	100
Селитра аммиачная	75,2	58-69	73-79
Селитра натриевая (кальциевая)	-	10-18	-
Вода	18,8	15-16	15-19
Масло промышленное	4,5	4,5-7,5	4,5-7,5
Эмульгатор	1,5	0,5-2,5	0,5-2,5

Таким образом, использование возможности в широком диапазоне изменения характеристик ЭВВ в совокупности с данными, полученными в процессе обуривания взрывного блока буровыми установками, оснащенными датчиками осевого давления, возможно обеспечить оптимальный состав ЭВВ в процессе непосредственного заряжания скважины в соответствии с ранее полученными физико-механическими свойствами взрывааемых горных пород [72].

Для большинства угольных месторождений Кузбасса характерны системы разработки с параметрами рабочих уступов высотой 5–15 м, для них существует апробированная научно-практическая база по проектированию оптимальных параметров буровзрывных работ.

В последнее десятилетие активно осуществляется техническое перевооружение карьеров и разрезов с внедрением выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности, что в свою очередь требует перехода на ведение горных работ с высотой уступа 15–30 м [198, 243]. В настоящее время отсутствует единая научно-методическая база определения оптимальных параметров БВР для эффективной реализации высокоуступной технологии. На практике это приводит к следующим негативным результатам: непроработка подошвы уступа и неравномерный гранулометрический состав при высоком выходе негабарита (рисунок 3.10).

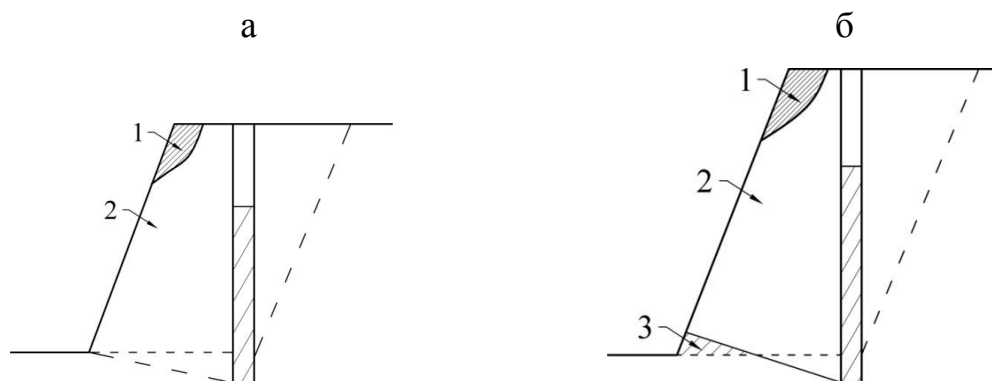


Рисунок 3.10 – Зоны регулируемого и нерегулируемого дробления при взрывании скважинных зарядов при высоте уступа до 15 м (а) и более 15 м (б):

- 1 – зона нерегулируемого дробления (выход негабарита);
- 2 – зона регулируемого дробления (равномерное и неравномерное дробление);
- 3 – зона регулируемого дробления (непроработка подошвы уступа – образование порогов)

Следует отметить, что на практике для снижения указанных негативных последствий производства БВР по параметрам, определенным в соответствии с существующими методиками, осуществляются следующие мероприятия (рисунок 3.11):

1. Приближение первой скважины к верхней бровке на минимально возможное расстояние, исходя из технических характеристик бурового станка.
2. Увеличение перебура.
3. Применение парносближенных скважин и котловых зарядов.
4. Изменением угла наклона скважин к горизонту.
5. Регулирование взрывного импульса.

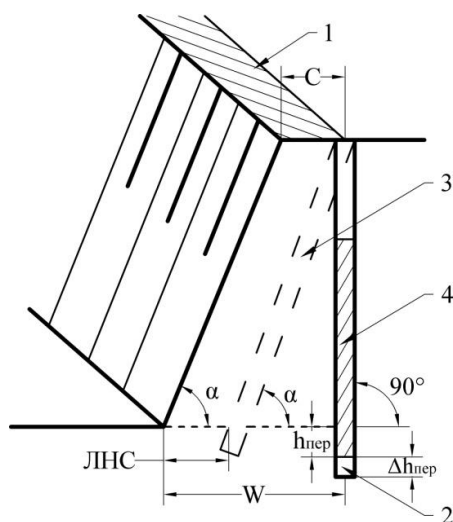


Рисунок 3.11 – Схема к реализации технических мероприятий для повышения качества взрывной подготовки при высоте уступа более 15 м:
 С – минимально допустимое расстояние от верхней бровки уступа до скважины;
 ЛНС – линия наименьшего сопротивления;
 W – линия сопротивления по подошве;
 $h_{пер}$ – величина перебура скважины ниже отметки подошвы уступа; $\Delta h_{пер}$ – увеличение перебура для качественной проработки подошвы уступа

Следует констатировать, что в условиях разрезов, несмотря на значительную вариацию технических мероприятий, направленных на повышение качества дробления при высокоуступной технологии, достичь требуемых показателей качества буровзрывных работ зачастую не предоставляется возможным либо экономически не эффективно.

К техническим мероприятиям также следует отнести способы, основанные на управлении параметрами взрывного импульса (таблица 3.12).

Таблица 3.12 – Возможность регулирования параметрами взрывного импульса для применяемых типов ВВ

Параметры регулирования взрывного импульса	Штатные	Эмульсионные
1. Диаметр скважины	+	+
2. Тип ВВ	+	+
3. Конструкция и длина заряда ВВ	+	+
4. Конструкция и длина забойки	+	+
5. Удельный расход ВВ	+	+
6. Плотность ВВ	—	+

Примечание. «+/-» – возможность/невозможность применения

С целью обеспечения требуемых показателей взрывной подготовки на уступах высотой более 15 м предлагается использовать возможность регулирования плотностью эмульсионными взрывчатыми веществами в процессе заряжания скважин.

Моделирование изменения плотности по длине колонки заряда проводилось на ЭВВ «Сибирит-1200». Согласно ТУ 7276-019-05608605-2005 плотность «Сибирит-1200» изменяется в диапазоне от 0,8 до 1,25 кг/м³ в зависимости от процесса газогенерации. Однако при проектировании параметров БВР принимается значение плотности, равное 1,1 кг/м³ [234].

Современные смесительно-зарядные машины в процессе заряжания скважин на основе программного управления способны обеспечить регулирование режима смешивания эмульсии и газогенерирующей добавки (нитрита натрия), что позволяет достичь требуемую плотность в соответствующей части по всей длине колонки скважинного заряда. При этом необходимо учитывать, что в условиях высоких уступов в процессе заряжания происходит естественное гравитационное

уплотнение эмульсионных взрывчатых веществ в нижних слоях заряда, что положительно сказывается на проработке подошвы уступа (рисунок 3.12).

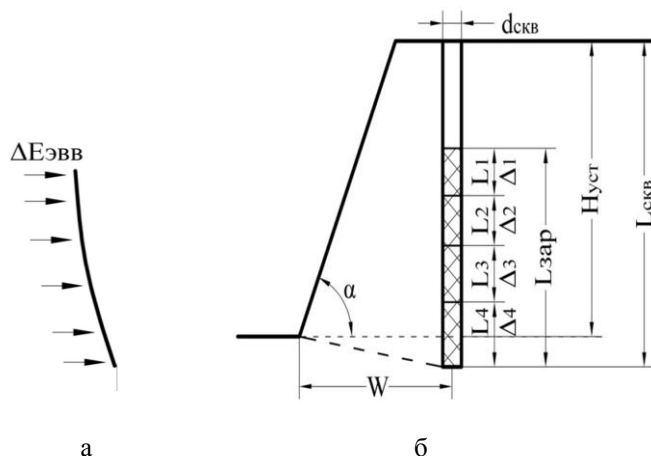


Рисунок 3.12 – Схема для расчета плотности по длине скважинного заряда ЭВВ и эпюра распределения энергии взрыва:

$\Delta E_{\text{ЭВВ}}$ – изменение энергии ЭВВ по длине скважинного заряда;

W – линия сопротивления по подошве, м; α – угол откоса уступа, град;

$d_{\text{скв}}$ – диаметр скважины, м; L_1, L_2, L_3, L_4 – длины участков колонки заряда с дифференцированной плотностью соответственно $\Delta_1, \Delta_2, \Delta_3, \Delta_4$; $L_{\text{зар}}$ – длина колонки заряда ВВ, м; $H_{\text{уст}}$ – высота уступа, м; $L_{\text{скв}}$ – длина скважинного заряда, м;

В качестве ограничивающего критерия формирования дифференцированной плотности заряда принят градиент плотности эмульсионного взрывчатого вещества, величина которого на рассматриваемом участке длины колонки заряда должна быть постоянной.

По результатам моделирования изменения плотности по длине колонки заряда были разработаны паспорта на производство массовых взрывов, апробация которых была проведена на рудных и нерудных карьерах Южного Урала. В качестве исходных данных были приняты следующие значения параметров скважинного заряда: диаметр скважин – 200 мм; высота уступа – 15 м; перебур – 2,5 м; линия сопротивления по подошве – 9 м; угол откоса уступа – 65 град.

Сопоставление результатов моделирования и фактических данных, полученных при производстве взрывных работ по разработанным паспортам буровзрывных работ, представлено в таблице 3.13.

Таблица 3.13 – Сопоставление результатов моделирования изменение плотности по длине колонки заряда и фактических данных взрыва

Вид заряда (технология)	W, м	d _{скв} , мм	Δ, кг/м ³		P, кг/м	L _{зар} , м	Q _{вв} , кг		gradΔ
Сплошной колонковый (традиционная)	9	200	1100		34,5	12,0	414,5		1100
Разноплотностный или ком- бинированный (высокоуступная)	9	200	900	1095	28,3	2,8	79,1	415,0	1101,3
			1050		33,0	3,0	98,9		
			1150		36,1	3,0	108,3		
			1280		40,2	3,2	128,6		

Управляемое дозирование газогенерирующей добавки в процессе зарядания скважины позволяет выдерживать требуемую плотность эмульсионного взрывчатого вещества по всей длине колонки заряда. В результате чего во время детонации происходит перераспределение энергии эмульсионного взрывчатого вещества в соответствии с плотностью по длине заряда. Таким образом, достигается повышение таких показателей качества взрывного дробления, как проработка подошвы уступа и равномерное дробление по его высоте без изменения параметров буровзрывных работ.

В результате исследования применения различных эмульсионных составов и принципа автомодельности определена зависимость крепости горных пород средней блочности на приведенное эквивалентное расстояние для различных типов эмульсионных ВВ при диаметре скважинных зарядов 190 мм (рисунок 3.13).

Эквивалентное приведенное расстояние определяется как [240]:

$$\bar{r} = \frac{r_n}{\sqrt[3]{Q_{эКВ}}}, \quad (3.18)$$

где r_n – расстояние нижней бровки уступа до центра тяжести эквивалентного заряда, м; $Q_{эКВ}$ – эквивалентная масса заряда, кг.

В соответствии с полученными оптимальными значениями эквивалентного приведенного расстояния для пород третьей категории трещиноватости, диаметра скважин равного 190 мм и различных типов эмульсионных ВВ определены рациональные параметры расположения скважинных зарядов (таблица 3.14).

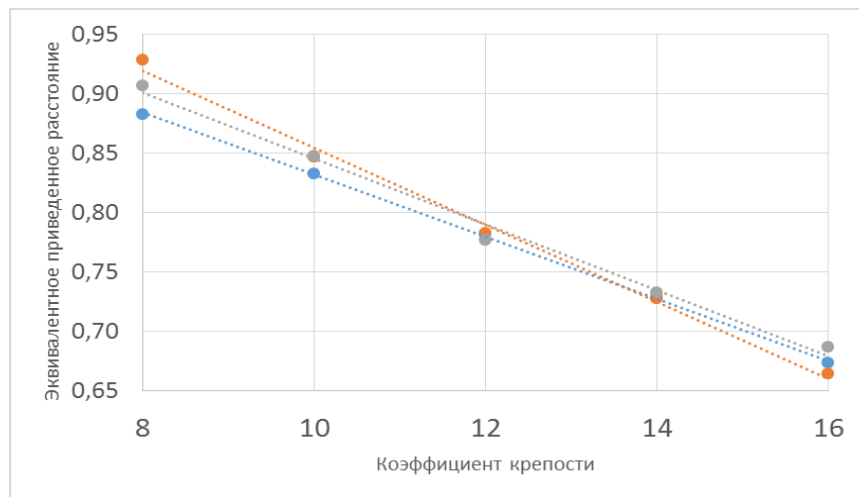


Рисунок 3.13 – Зависимость эквивалентного приведенного расстояния от крепости пород:

1 – Фортис; 2 – Сибирит 1200, 3 – эмульсионный состав АС-25П

Таблица 3.14 – Рациональные параметры сетки скважинных зарядов для пород различной крепости

Параметры	Коэффициент крепости горных пород				
	8	10	12	14	16
Взрывчатое вещество	Сибирит 1200				
ЛСПП, м	8,2	7,6	7,1	6,7	6,3
Расстояние между скважинами в ряду, м	7,4	6,8	6,4	6,0	5,7
Взрывчатое вещество	Фортис				
ЛСПП, м	8,5	8,0	7,4	7,0	6,5
Расстояние между скважинами в ряду, м	7,7	7,2	6,7	6,3	5,9
Взрывчатое вещество	Эмульсионный состав АС-25П				
ЛСПП, м	8,9	8,4	7,7	7,3	6,7
Расстояние между скважинами в ряду, м	8,0	7,6	6,9	6,6	6,0

Обоснование типа эмульсионного взрывчатого вещества и рациональных параметров буровзрывных работ определяется по минимуму капитальных вложений и эксплуатационных затрат на производство взрывных работ [110, 253].

При расчете учитываются объемы горных работ, производительность бурового оборудования, капитальные вложения, а также эксплуатационные затраты. В качестве источников использовались календарные планы ведения горных работ, а также технико-коммерческие предложения поставщиков оборудования.

Объемы работ определены в соответствии с календарным планом ведения горных работ. Максимальная производственная мощность принимается на уровне 5000 тыс. т/год.

После расчета капитальных вложений и эксплуатационных затрат на буровзрывные работы определялись суммарные затраты на 10-летний период работы Круторожинского месторождения в соответствии с годовыми планами горных работ (рисунок 3.14).

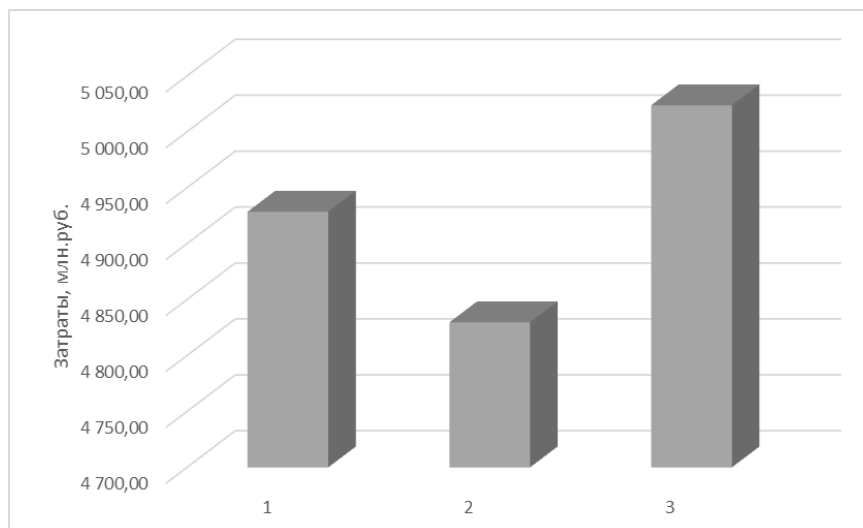


Рисунок 3.14 – Суммарные затраты на производство буровзрывных работ:
1 – Фортис; 2 – Сибирит 1200; 3 – эмульсионный состав АС-25П

При расчете капитальных вложений учтены затраты на приобретение оборудования, а также дополнительные расходы, связанные со сборкой и пусконаладкой оборудования. Величина указанных дополнительных расходов принимается на уровне 15% от стоимости бурового станка.

При расчете эксплуатационных затрат на буровые работы учтены: затраты на регламентное техническое обслуживание и планово-предупредительные ремонты (ТО и ППР), которые принимаются в процентном отношении от стоимости буровых станков по данным поставщиков оборудования; затраты на буровой инструмент приняты в процентном отношении от стоимости буровых станков; затраты на топливо приняты исходя из нормы расхода топлива (л/ч), определенной по данным технических характеристик, стоимости топлива, количества рабочих часов; затраты на эмульсионные ВВ и средства инициирования зарядов ВВ приняты по коммерческим предложениям поставщиков в соответствии с рациональными параметрам и буровзрывных работ; затраты на оплату труда приняты исходя из численности машинистов буровых станков и взрывников, исходя из тарифных

ставок, действующих на предприятии; отчисления на социальные нужды, принятые исходя из величины заработной платы и налоговой ставки.

Обеспечение высокого качества взрывной подготовки горных пород на сложноструктурных месторождениях при высокоуступной отбойке 15 м и более принцип автомодельности позволяет определить рациональные параметры буровзрывных работ.

Результаты расчетов показывают, что наиболее экономичным можно признать применение эмульсионного ВВ «Сибирит 1200».

Таким образом, применение современных эмульсионных взрывчатых веществ позволяет не только снизить себестоимость процесса подготовки пород к выемке, повысить безопасность и экологичность производства взрывных работ, но и значительно улучшить качественные показатели дробления при минимальных дополнительных затратах. При этом в сложно-структурных массивах данное техническое решение позволяет дифференцированно создавать требуемую плотность колонки заряда для управления энергией взрыва с учетом структурности массива и сортности полезного ископаемого, обеспечивая условия безопасности проработки подошвы уступа. Повышение эффективности БВР достигается за счет регулирования газогенерирующими добавками плотности по длине заряда скважины в процессе ее заряжания. Управление подачей необходимого объема газогенерирующей добавки обеспечивается автоматически в процессе заряжания, выполняемом высокотехнологичными смесительно-зарядными машинами с использованием специального программного обеспечения. Это обеспечивает высокую точность заряжания и полностью исключает влияние человеческого фактора.

Проведенные опытно-промышленные испытания регулирования плотности заряда эмульсионного взрывчатого вещества на сложноструктурных месторождениях Урала подтвердили улучшение показателей качества дробления – выход негабарита сократился в среднем по блокам на 1,5% и наблюдалась полная проработка подошвы уступа, однако время на заряжание блока увеличилось 2,5 раза.

Для повышения показателей качества минерального сырья, эффективности взрывного дробления и снижения негативных факторов в виде упругих колебаний

при оптимизации параметров буровзрывных работ необходимо выполнить исследование по регулированию параметров взрывного импульса за счет изменения конструкции заряда ВВ.

3.4. Исследование влияние конструкции заряда взрывчатых веществ на интенсивность упругих и акустических колебаний, управление зоной нерегулированного дробления для достижения требуемого качества взрывной подготовки

Повышение эффективности взрывного дробления горных пород на сложно-структурных месторождениях возможно применением различных методов управления энергией взрыва ВВ. Одним из способов управления энергией взрыва зарядов ВВ в промышленных условиях, как уже отмечалось (п. 3.1-3.3), является регулирование параметров взрывного импульса, в том числе и за счет изменения конструкции заряда ВВ. В основу метода заложена идея о возможности управления действием взрыва за счет перераспределения его энергии. Как известно, разрушение горных пород на карьерах производится в основном сплошными колонковыми зарядами, рассредоточенными воздушными промежутками и зарядами с воздушной подушкой (рисунок 3.15) [26, 79, 125].

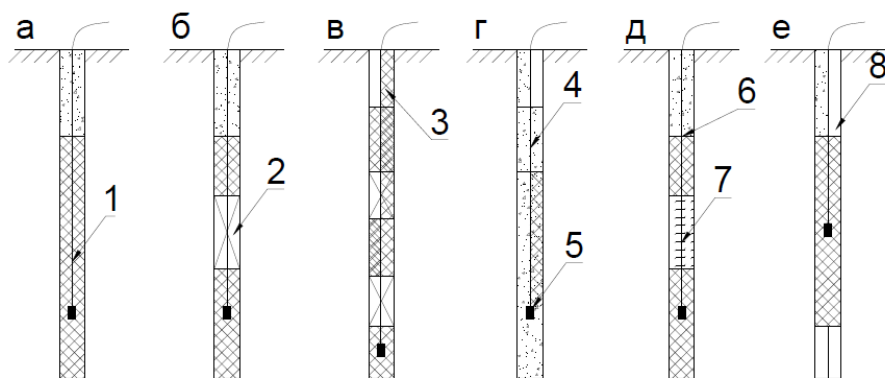


Рисунок 3.15 – Схемы конструкции зарядов ВВ:

- а – сплошной колонковый; б, в – рассредоточенный воздушным (инертным) промежутком; д – водным промежутком; г, е – с воздушной подушкой;
- 1 – заряд ВВ; 2 – воздушный (инертный) промежуток; 3 – НСИ (ДШ);
- 4 – воздушная подушка; 5 – промежуточный боевик; 6 – защитная оболочка;
- 7 – водный промежуток; 8 – забойка

Детальную разработку метод взрывания зарядов с воздушными промежутками получил в трудах Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко [127, 129, 188]. Роль воздушного промежутка в этом случае не в повышении интерференции и кумуляции взрывных волн, распространяющихся от разных частей заряда, а в снижении ширины спектра взрывного импульса и увеличении его длительности.

При этом происходит перераспределение энергии взрыва между гидродинамической и волновой компонентами поля напряжений. Напряжения, возникающие в среде при взрыве зарядов с воздушными промежутками, в первый период времени оказываются ниже, чем при сплошных зарядах. В то же время в разрушаемом массиве разрыв поверхности происходит быстрее [133], что свидетельствует о несколько большей концентрации энергии массива.

Перераспределение энергии и использование большей ее части на полезные формы работы при взрывах зарядов с воздушными промежутками определяют несколько иные особенности формирования очаговой области и механизма передачи массиву энергии в виде упругих сейсмических колебаний.

Однако, несмотря на большой объем исследований, посвященных взрыванию с воздушными промежутками, и доказанную эффективность этого метода взрывания, он не получил повсеместного распространения. Это объясняется в основном большой трудоемкостью при подготовке и зарядании взрывных скважин как осевыми, так и радиальными воздушными промежутками. Поэтому предпочтение на многих предприятиях горнодобывающей промышленности отводится взрыванию сплошными колонковыми зарядами. При такой конструкции заряда решающее место отводится забойке скважин (ее величине и качеству).

Забойка также является одним из элементов, влияющих на длительность приложения взрывной нагрузки, а следовательно, на параметры поля напряжений в среде и характер ее разрушения, и тем самым ведет к увеличению эффективности дробящего действия взрыва, а при конструкции сплошного колонкового заряда одним из основополагающих.

Существует ряд теоретических и экспериментальных работ описывающих механизм действия забойки, но еще недостаточно раскрыты физические явления, происходящие с забойкой при взрыве (прорыв продуктов детонации через забой-

ку и характер движения ее в процессе взрыва), а также влияние ее на сейсмическую активность и, как следствие, на перераспределение энергии взрыва. В работе [59] рассматривалось влияние качества материала забойки (физико-механические свойства) на производимую взрывом работу. Деформируемость забойки зависит от ее прочности, которая определяет сопротивляемость сдвигу, являющуюся основным фактором, характеризующим условия работы под нагрузкой.

Как уже было отмечено, на характеристики поля напряжений в среде прежде всего влияет характер изменения давления во взрывной полости. В случае отсутствия забойки заряд ВВ имеет контакт с атмосферой и давление продуктов детонации быстро падает от максимального до атмосферного. При наличии забойки и отсутствии выхода трещин на поверхность (камуфлет) давление газов падает от максимального до установившегося квазистатического. В том случае, если забойка вылетает, давление падает до атмосферного, но медленнее, чем в первом случае.

Поэтому для определения влияния величины забойки на эффективность дробления были проведены экспериментальные исследования на ряде карьеров ПАО «ММК» (карьеры ИДП: Доломитовый, Известняковый) с регистрацией сейсмических колебаний. Величина забойки определялась выбранной ее конструкцией (рисунок 3.16) и ее длина была кратная 0, 1/2, 1, относительно незаряженной части скважинного заряда. Предусматривалась также конструкция забойки на воздушной подушке (рисунок 3.16, г) или с воздушным промежутком между зарядом и забойкой. В качестве забойки применяли сыпучий зернистый материал.

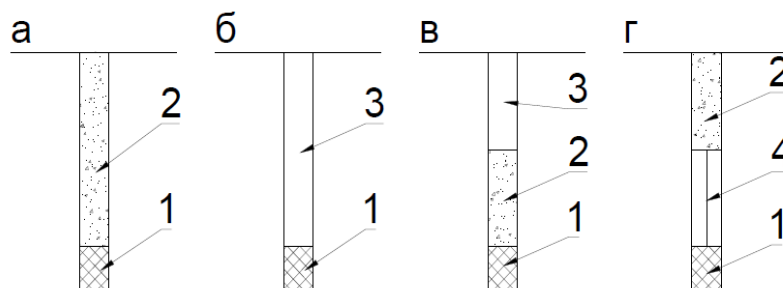


Рисунок 3.16 – Схемы конструкции забойки: а – забойка всей незаряженной части; б – без забойки; в – 1/2 забойки от незаряженной части; г – воздушный промежуток между зарядом и забойкой, $l_{вп} = 1/2 l_{нч.}$; 1 – заряд ВВ; 2 – забойка; 3 – незаряженная часть; 4 – воздушная подушка

Скважинные заряды с выбранной конструкцией забойки взрывали в известняках по схеме, на рисунке 3.17. Регистрацию колебаний в ближней зоне производили сейсмоприемниками ОСП-2М, устанавливая на глубине 3 м, дальней зоне – сейсмоприемником СМ-3. Длина заряда во всех экспериментах при его постоянной массе 21 кг и плотности зарядания 900 кг/м^3 была равна 0,5 м. В качестве ВВ применяли Граммонит 79/21. Глубина скважин при диаметре 0,25 м составляла 2, 3, 4 м.

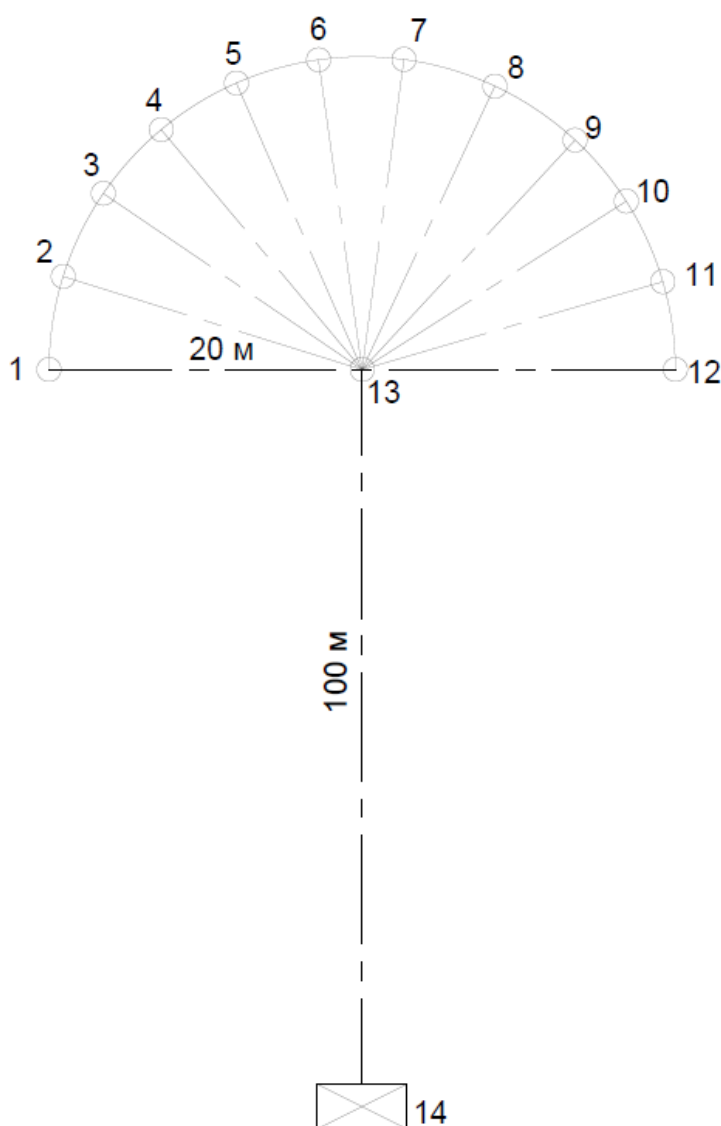


Рисунок 3.17 – Схема расположения сейсмоприемников ОСП-2М и СМ-3 (13, 14) относительно рабочих скважин различной конструкции (1-12)

Обработка сейсмограмм (рисунок 3.18) показала, что наличие забойки скважинных зарядов ведет к снижению сейсмических колебаний. Максимальное смещение грунта наблюдается при взрыве скважинных зарядов без забоечного материала.

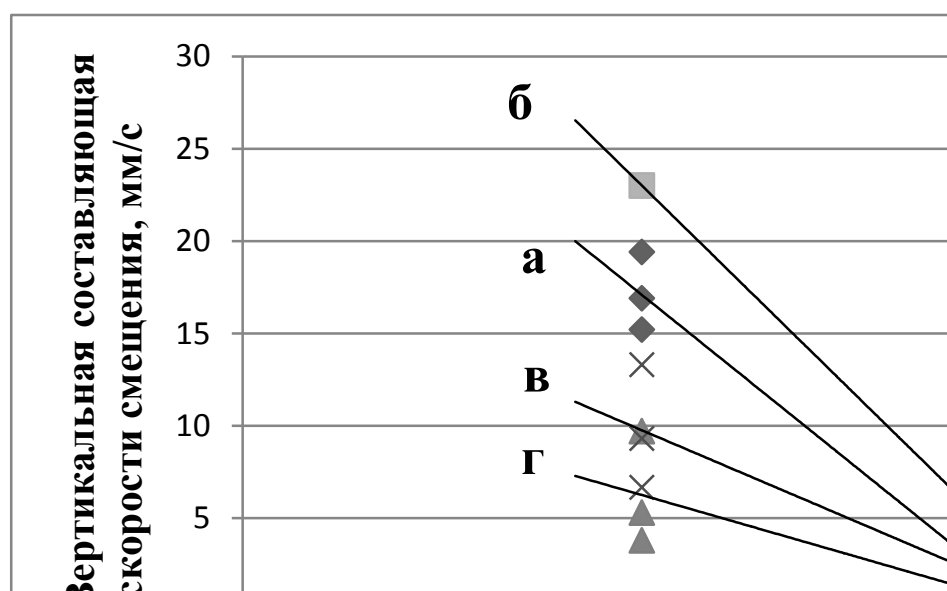


Рисунок 3.18 – Зависимость вертикальной составляющей скорости смещения пород с расстоянием (а) и коэффициента усиления сейсмoeffекта (б) при различной конструкции забойки

Результаты полученных экспериментальных данных приведены в таблице 3.15.

Далее, проводя замеры гранулометрического состава раздробленной горной массы (рисунок 3.19, а), получили, что при взрыве скважинных зарядов с конструкцией забойки на воздушной подушке происходит наиболее равномерное дробление ($d_{\min}^{\text{CP}} = 14,5$ см) по сравнению с другими конструкциями забойки скважинного заряда.

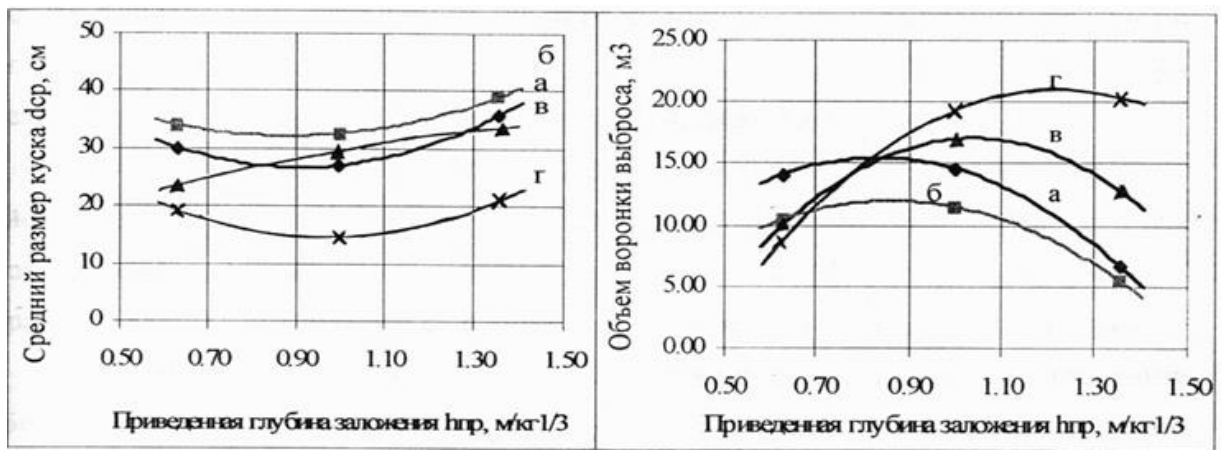
По результатам экспериментальных замеров, образованных после взрыва одиночных зарядов воронок выброса, были построены кривые (рисунок 3.19, б), характеризующие влияние конструкции забойки на объем взорванной горной массы при данных приведенных глубинах заложения. Наибольший объем выброшенной породы характерен для приведенной глубины заложения $h_{\text{np}} = 0,9-1,2$ м/кг^{1/3}, что является оптимальной для данного эксперимента.

Наименьший объем выброшенной породы характерен для зарядов, взорванных без забойки. Взрывание зарядов с частичной и полной забойкой незаряженной части показали наибольшие результаты, по сравнению с зарядами без забойки, а максимальный объем воронки характерен для конструкции забойки на воздушной подушке.

Таблица 3.15 – Результаты экспериментальных исследований влияния конструкции забойки на качество дробления, упругие и акустические колебания

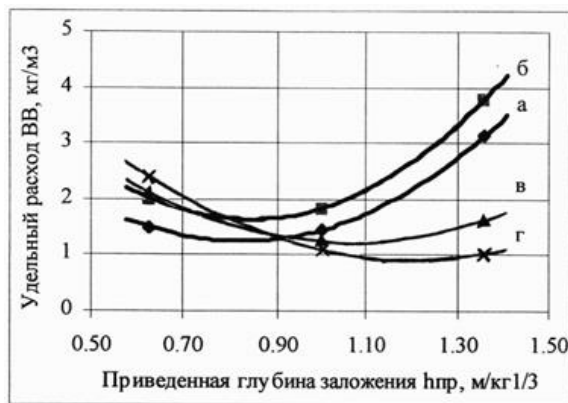
Конструкция забойки	Глубина скважины, м	Масса заряда, кг	Высота незаряженной части, м	Длина забойки, м	Длина воздушного промежутка, м	Приведенное заглубление, м/кг ^{1/3}	Расстояние от скважин до сейсмоприемников	Приведенное расстояние, м/кг ^{1/3}	Вертикальная составляющая скорости смещения грунта, мм/с	Коэффициент сейсмичности, м/с (м/кг ^{1/3})	Избыточное давление, Па	Средний размер куска, см	Объем воронки выброса, м ³	
	$H_{скв}$	Q	$h_{н.ч}$	$h_{заб}$	$h_{в.п}$	$h_{пр}$	R	$R_{пр}$	V_z	K_{vz}	ΔP	$d_{ср}$	$V_{вор}$	
Конструкция а)	2	23	1,5	1,5	0	0,63	20	27	16,9	0,82	1340	30,1	14,1	
							124	16,0	0,29	0,36	1640			
	3		2,5	2,5		1	20	26,6	19,4	1,31	1160	27	14,60	
							122	15,7	0,13	0,3	1520			
	4		3,5	3,5		1,36	20	29,5	15,2	0,82	1000	35,8	6,7	
							135	18,1	0,87	1,05	1220			
Конструкция б)	2	23	1,5	0	0	0,63	20	29,45	20,2	0,98	1760	34,1	10,5	
							130	18,1	0,48	0,6	2400			
	3		2,5			1	20	28,4	-	-	1740	32,6	11,5	
							135	17,2	-	-	2120			
	4		3,5			1,36	20	29,5	23	2,25	1820	38,9	5,6	
							135	18,1	1,11	1,65	1800			
Конструкция в)	2	23	1,5	0,75	0	0,63	20	27,9	6,67	0,34	1040	23,7	10,00	
							128	16,6	0,15	0,29	1300			
	3		2,5	1,25		1,00	20	28,0	13,3	0,25	880	29,5	16,9	
							140	16,56	0,87	0,25	1000			
	4		3,5	1,75		1,36	20	30,6	9,3	0,97	600	33,4	12,8	
							128	16,6	1,25	0,3	920			
Конструкция г)	2	23	1,5	0,75	0,75	0,63	20	27,90	3,8	0,33	120	19,3	8,8	
							130	16,6	0,1	0,17	680			
	3		2,5	1,25		1,25	1,00	20	28,6	5,3	1,36	440	14,5	19,3
								131	17,2	0,05	1,4	300		
	4		3,5	1,75		1,75	1,36	20	28,4	9,7	0,46	160	22,1	20,4
								128	17,2	0,2	1,4	240		

И, как следствие, применение зарядов с конструкцией забойки на воздушном подушке снижает удельный расход ВВ (рисунок 3.19, в).



а

б



в

Рисунок 3.19 – Влияние конструкции забойки на средний размер куска (а), объем воронки выброса (б) и удельный расход ВВ (в)

Величина заглубления заряда, длина и качество забойки оказывают большое влияние на качество дробления, а также на интенсивность УВВ.

Установление закономерности распространения напряжений в массиве горных пород в зависимости от конструктивных параметров заряда ВВ (качества и длины забойки) позволяют правильно решать задачи по управлению качеством дробления и снижения вредного воздействия взрыва (сейсмического и УВВ эффекта). То есть забойка скважины (ее величина и качество) в зависимости от параметров зарядов положительно влияет на эффективность взрыва.

При отсутствии забойки или преждевременном ее вылете из скважины, при плохом ее качестве уменьшаются длительность и интенсивность поршневого действия газов на стенки, снижается степень отдачи энергии взрыва на разрушение взрываеваемого массива, увеличивается разлет кусков породы в связи с интенсивным истечением газов из шпура. Это расширяет границы опасной зоны, а при усиленном УВВ-эффекте возможно нарушение остеклений, прилегающих к карьере охраняемых объектов.

Очевидно, наиболее высокий коэффициент использования энергии взрыва при зарядах рыхления, достаточно удаленных от поверхности, достигается тем, что до разрушения массива газы взрыва не сообщаются с внешней атмосферой. Поэтому для эффективного использования энергии взрыва заряда ВВ скважина (шпур) должна быть плотно закрыта до тех пор, пока массив полностью не разрушится и газы не устремятся в трещины. В противном случае газы взрыва, не встречая сопротивления в процессе взрывчатого разложения, свободно прорываются через устья скважины или шпура и не оказывают на взрываемый массив необходимого разрушающего действия. Это приводит к перераспределению энергии взрыва: большая часть расходуется на разрушение взрываемого массива, а меньшая – на образование УВВ.

Забойка, как уже отмечалось, существенно влияет на степень использования энергии взрыва и удлиняет временные характеристики взрывного импульса, предотвращает уменьшение его силовой характеристики, что весьма важно, особенно при взрывании пород с малой скоростью разрушения, высокой их прочностью и вязкостью.

То есть степень влияния забойки, как и других конструктивных параметров заряда, находится в зависимости от физико-механических свойств взрываемой среды.

Таким образом, для наиболее рационального взрывания массивов необходимо обеспечить соответствующие режимы их разрушения. Для этого энергия взрыва зарядов ВВ должна распределяться в скважине или шпуре таким образом, чтобы к моменту трещинообразования по ЛНС газы мгновенно расширялись, плотно закрытые в скважине (шпуре) до полного разрушения среды. Этого можно достигать при оптимальных параметрах колонкового заряда.

Для оценки влияния конструкции забойки скважинных зарядов на интенсивность УВВ были выполнены промышленные эксперименты. При этом ставились следующие задачи:

1. Установить параметры УВВ при взрыве скважинных зарядов без забойки и с забойкой из грунтовой мелочи (штыба) при различной глубине заложения.

2. Установить влияние длины грунтовой забойки в скважинах на их интенсивность.

На рисунке 3.16 показаны различные конструкции забойки, используемые в эксперименте. При проведении промышленных экспериментов одиночные заряды взрывали в скважинах диаметром 250 мм и глубинами 2, 3 и 4 м, пробуренных в известняках по схеме, аналогичной рисунку 3.17. Только расстояние от места взрыва до пункта регистрации давлений в УВВ составляло 80–140 м.

Параметры скважинных зарядов приведены в таблице 3.15, там же указаны величины избыточных давлений (ΔP , Па).

В результате проведенных исследований были построены зависимости, представленные на рисунках 3.20 и 3.21.

В результате исследований были отмечены резкие различия интенсивности УВВ при различной конструкции, в частности при опытных взрывах зарядов со сплошной забойкой и без забоечного материала, различия в давлениях составляли до 5 раз (рисунок 3.20, б).

Оценка ударно-воздушных волн, а также параметров воронок выброса и минимальных размеров кусков показали, что забойка, посаженная на заряд, имеет худшие показатели, чем такая же длина забоечного материала на воздушной подушке (таблица 3.16, рисунок 3.22).

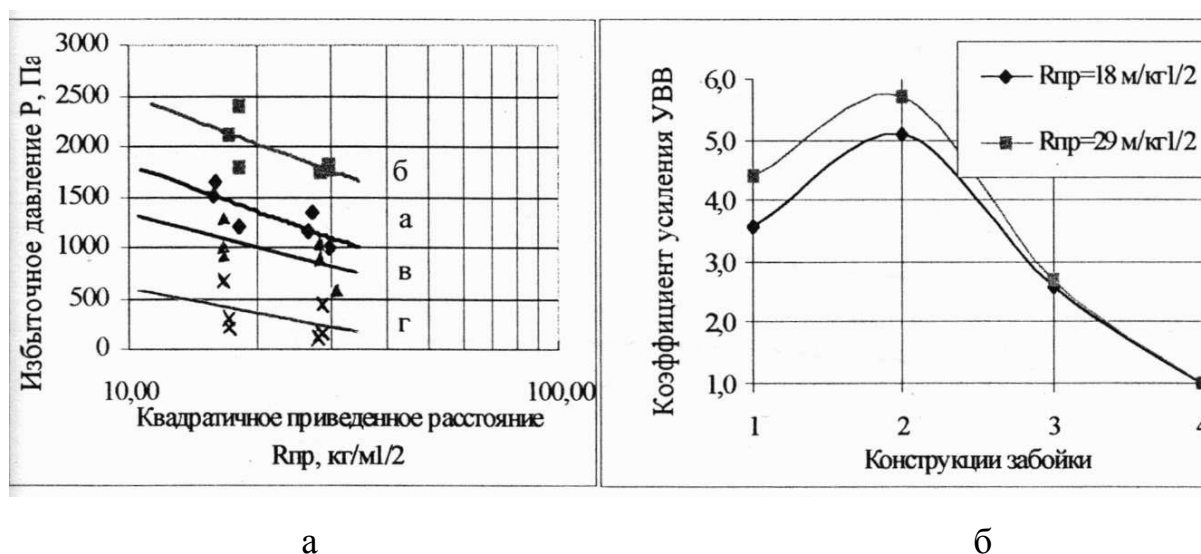


Рисунок 3.20 – Зависимость избыточного давления на фронте УВВ от приведенного расстояния (а) и коэффициента усиления УВВ (б) в зависимости от конструкции забоечного материала

Таблица 3.16 – Параметры массового взрыва на Талдинском угольном разрезе при рыхлении вскрышных пород на блоке №277 (экс. №250) 09.07.21 г. сплошных колонковых зарядов $d_{\text{скв}}=229$ мм ($H_y=5-10$ м, сетка скважин $6,0 \times 3,0$ и $6,0 \times 4,0$)

Кол-во скважин	Глубина скважин, п.м	Расстояние между скважинами, м	Расстояние между рядами, м	Наименование ВВ		Масса заряда в скважине с учетом ПД, кг	Длина заряда, м	Длина незаряженной части скважины, м	Длина забойки, м	Приведенная глубина заложения, кг/м ³	Коэффициент заполнения скважины ВВ	Коэффициент заполнения забойкой
				Масса заряда в скважине, РПГН-100, кг	Бластит 55-1000, кг							
1	5	6,0	6,0	130	1	131,0	2,7	2,3	1,6	0,7	0,535	0,70
1	6	6,0	6,0	150	1	151,0	3,1	2,9	2,1	0,8	0,514	0,72
1	3	6,0	3,0	60	1	61,0	1,2	1,8	1,1	0,6	0,415	0,61
2	5	6,0	3,0	70	1	71,0	1,4	3,6	2,5	1,0	0,290	0,69
2	6	6,0	3,0	80	1	81,0	1,7	4,3	3,1	1,2	0,276	0,72
4	6	6,0	4,0	100	1	101,0	2,1	3,9	2,9	1,1	0,344	0,74
4	7	6,0	3,0	90	1	91,0	1,9	5,1	3,0	1,4	0,265	0,59
14	8	6,0	3,0	110	1	111,0	2,3	5,7	3,0	1,4	0,283	0,53
2	9	6,0	3,0	130	1	131,0	2,7	6,3	3,0	1,5	0,297	0,48
1	10	6,0	3,0	140	1	141,0	2,9	7,1	3,0	1,6	0,288	0,42
2	12	6,0	3,0	170	1	171,0	3,5	8,5	3,0	1,9	0,291	0,35
8	14	6,0	3,0	210	1	211,0	4,3	9,7	3,0	2,0	0,308	0,31
3	7	6,0	4,0	110	1	111,0	2,3	4,7	3,0	1,2	0,324	0,64
1	8	6,0	4,0	130	1	131,0	2,7	5,3	3,0	1,3	0,334	0,57
1	9	6,0	4,0	150	1	151,0	3,1	5,9	3,0	1,4	0,342	0,51
1	10	6,0	4,0	160	1	161,0	3,3	6,7	3,0	1,5	0,329	0,45

Из зависимостей, представленных на рисунке 3.21, видно, что для любой конструкции забойки при увеличении приведенной глубины заложения снижается доля энергии ВВ, расходуемая на формирование УВВ.

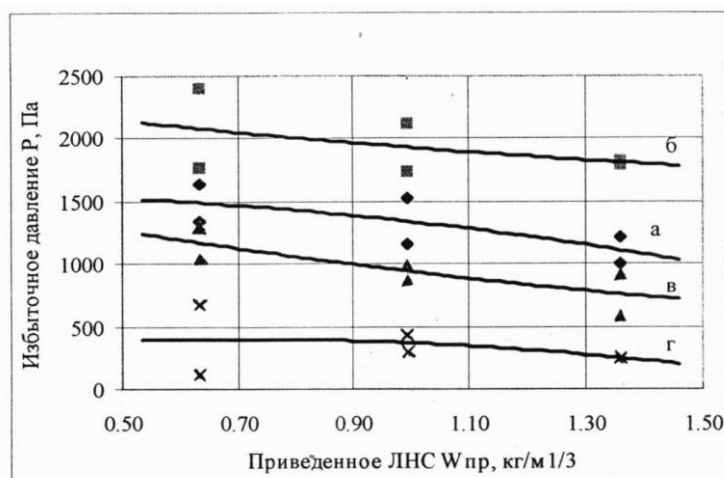


Рисунок 3.21 – Влияние конструкции забойки на избыточное давление УВВ при различной приведенной глубине заложения

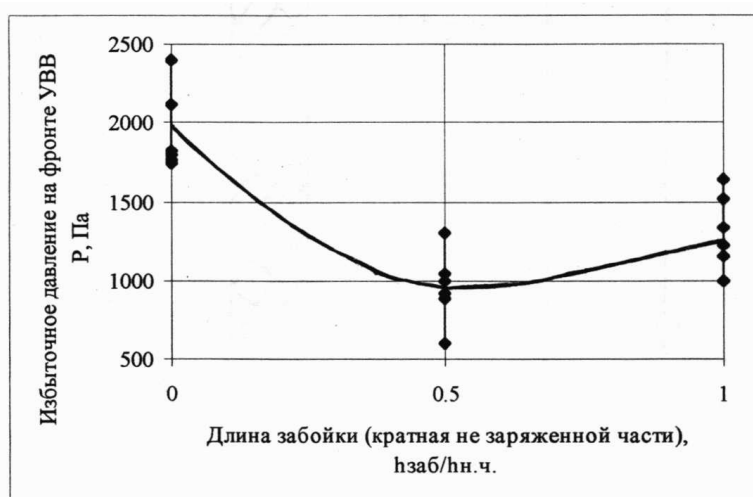


Рисунок 3.22 – Интенсивность УВВ в зависимости от длины забойки

Обобщая результат проведенного эксперимента, следует отметить, что в условиях карьеров ИДП ПАО «ММК» осуществляется добыча разноразных известняково-доломитовых пород, при этом величину забойки при наличии воздушного промежутка между зарядом и забойкой можно уменьшить в 1,2-2 раза против нормальной конструкции заряда (см. рисунок 3.16, а). Это позволит снизить сейсмоэффект в 1,4-2 раза (см. рисунок 3.18, б), повысить качество дробления и уменьшить удельный расход ВВ (см. рисунок 3.19).

Дополнительно выполнены опытно-промышленными исследованиями влияние конструкции забойки скважинных зарядов на качество взрывного дробления горных пород на угольных разрезах и карьерах строительных материалов в зависимости от трещиноватости и крепости пород (рисунок 3.23).

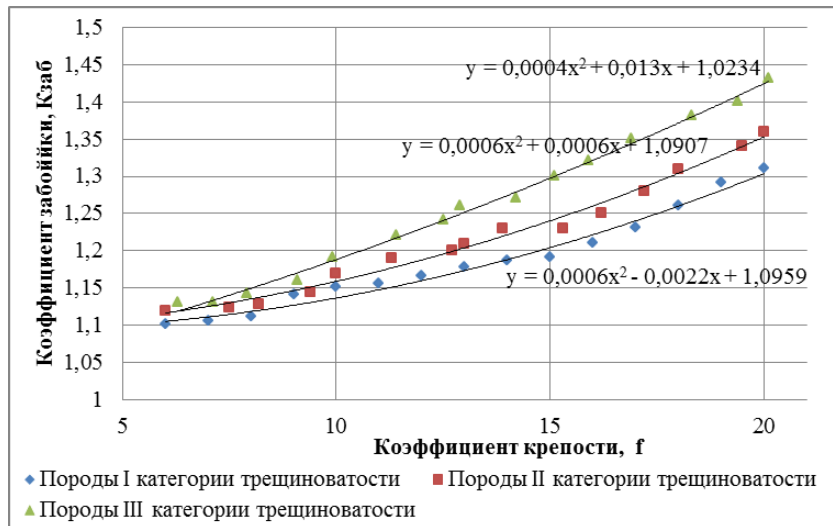


Рисунок 3.23 – Зависимость коэффициента забойки скважинного заряда от категории трещиноватости и крепости горных пород

Определено, что при забойке кратной 0,4-0,8 у свободной от заряда части скважины наименьшее давление на фронте УВВ, т.е. соотношение длины зарядной камеры $l_{з.к.}$ к длине заряда $l_{зар}$ при взрывании скважинных колонковых зарядов с конструкцией забойки на воздушной подушке (рисунок 3.24):

$$l_{з.к.}/l_{зар} = 1,12 \div 1,43. \quad (3.19)$$

Так как
$$l_{з.к.} = l_{зар} + h_{в.п.} \quad (3.20)$$

Получаем
$$\frac{l_{зар} + h_{в.п.}}{l_{зар}} = 1,12 + 1,43; \quad (3.21)$$

$$h_{в.п.} = (0,12 + 0,43)l_{зар}. \quad (3.22)$$

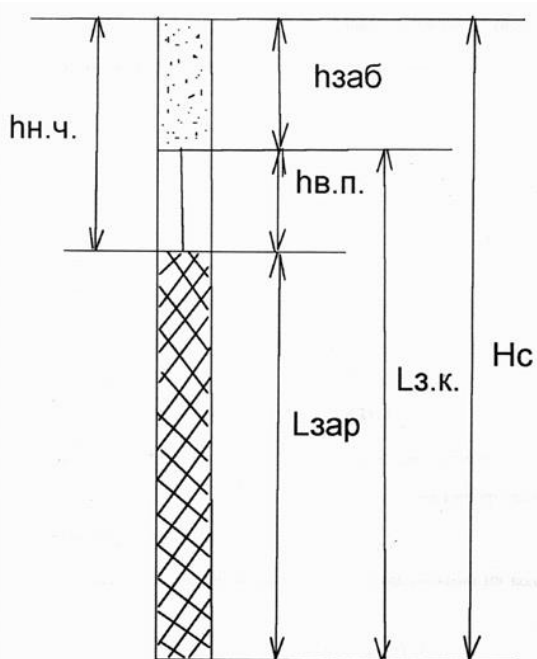


Рисунок 3.24 – Скважинный колонковый заряд с конструкцией забойки на воздушной подушке

Определено, что с увеличением коэффициента крепости с 6 до 21 коэффициент забойки изменяется в диапазоне 0,1-0,3 и 0,12-0,43 для пород соответственно I и III категории трещиноватости. При этом величина забойки при управлении качеством минерального сырья определяется по формуле

$$h_{заб}^{opt} = H_c - (1 + K_{заб})l_{зар}, \quad (3.23)$$

где $K_{заб} = 0,12-0,43$ – коэффициент забойки, учитывающий величину конструкции заряда, трещиноватость и крепость горных пород, м; $l_{зар}$ – длина колонки заряда, м.

Таким образом, в условиях сложноструктурных месторождений управление энергии взрыва для достижения требуемых показателей качества осуществляется регулированием взрывного импульса путем создания воздушных промежутков между зарядом и забоечным материалом. Улучшенное дробление массива наблюдается в пределах радиуса разрушения при зарядах с воздушными промежутками за счет снижения параметров ударной волны и увеличения времени действия взрыва или передачи энергии взрыва массиву.

Кроме того, применение зарядов даже с частичной забойкой снижает сейсмический эффект взрыва, т.е. забойка является необходимым элементом конструкции заряда, который участвует в регулировании параметров взрывного импульса и, как следствие, управлении энергией взрыва.

Для обоснования условий и факторов, определяющих показатели качества минерального сырья и взрывного дробления в работе необходимо выполнить промышленные испытания и научные исследования для определения рационального удельного расхода ВВ в зависимости от оптимальной приведенной глубины заложения, типа применяемого ВВ и конструкции скважинного заряда в условиях уступной отбойки массива различной его высоты.

3.5 Исследование влияния удельного расхода взрывчатых веществ на качество минерального сырья при взрывной подготовке сложноструктурных месторождений

Удельный расход взрывчатых веществ является одним из основных параметров, оказывающих наиболее значительное влияние на технико-экономические показатели буровых и взрывных работ, в первую очередь на их себестоимость в зависимости от качества минерального сырья. В условиях открытой разработки уступов высотой 10-15 м на сложноструктурных месторождениях при сложившейся технологии буровзрывных работ величина удельного расхода взрывчатого вещества, определяющая энергетические затраты на дробление, является наиболее эффективным практическим средством управления степенью дробления горной массы. Качество взорванной горной массы определяет показатели выемочно-погрузочных (экскаваторных) работ, транспорта, механического дробления и измельчения рудной массы, обуславливая эффективность всего горнотехнологического комплекса и первых стадий обогатительного передела.

Так, В. К. Рубцов [195] и С. А. Давыдов [53] предложили описывать качество дробления пород линейной зависимостью. При этом предполагалось, что для достижения требуемого качества дробления горных пород необходимо подобрать такой удельный расход ВВ, при котором выход негабаритных фракций будет равен нулю. Другие авторы [73, 225] установили, что выход негабаритных фракций и диаметра среднего куска взорванной горной массы от удельного расхода ВВ определяется гиперболической зависимостью. Авторы [104] для карьеров медной промышленности предложили описывать влияние удельного расхода ВВ на диаметр среднего куска параболической зависимостью.

В работе [105], учитывая многозначность процесса разрушения трещиноватых массивов при взрывах скважинных зарядов в карьерах, описывают характер изменения диаметра среднего куска взорванной массы от удельного расхода ВВ двумя пересекающимися прямыми в точке, определяемой экспе-

риментально. В работе [106] принимается степенная зависимость в пределах изменения удельного расхода от 0,6 до 2,0 кг/м³ в породах разной степени трещиноватости.

Полигонные испытания на Талдинском разрезе показали наличие оптимальной глубины заложения скважинного заряда ($h_{\text{оп}} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$) в зависимости от среднего размера куска взорванной горной массы, объема воронки выброса и среднего расхода ВВ.

Для рыхления пород вскрыши согласно проекту буровзрывных работ в условиях Талдинского разреза были произведены массовые взрывы блоков №277 (экс. №1307) и №277 (экс. №250) 09.07.21г. Параметры и результаты данных массовых взрывов для получения требуемой степени дробления $Z=2,2$ и среднего размера куска взорванной горной массы $d_{\text{ср}} = 830 \text{ мм}$, представлены в таблице 3.16 и 3.17.

На рисунке 3.25 представлены зависимости приведенной глубины заложения зарядов ВВ для различной сетки расположения скважин в зависимости от высоты взрываемого блока (глубины скважины).

Ведение взрывных работ на Талдинском угольном разрезе при взрывании уступов высотой от 5 до 10 м осуществляется по сгущенной сетке (6,0×4,0 и 6,0×3,0) сплошными колонковыми скважинными зарядами (см. таблицу 3.16).

При высоте уступа 8–15 м применяется квадратная сетка 6,0×6,0 и конструкции рассредоточенных скважинных зарядов различными промежутками, представленными на рисунке 3.26. Это позволяет распределить массу взрывчатого вещества равномерно по длине колонке заряда за счет создания промежутков и снизить первоначальное пиковое давление при детонации на стенки зарядной полости и увеличить длительность взрывного импульса рассредоточенного заряда в 2 раза больше по сравнению со сплошным колонковым зарядом [128]. Это приводит к плавному расширению продуктов детонации ВВ, что позволяет улучшать качество дробления пород за счет перераспределения энергии взрыва.

Таблица 3.17 – Параметры массового взрыва на Талдинском угольном разрезе при рыхлении вскрышных пород на блоке №277 (экс. №250) 09.07.21 г. рассредоточенных колонковых зарядов $d_{СКВ}=229$ мм
($H_y=7-17$ м, сетка скважин $6,0 \times 6,0$)

Кол-во скважин	Глубина скважин, п.м.	Расстояние между скважинами, м	Расстояние между рядами, м	Наименование ВВ		Масса заряда в скважине с учетом ПД, кг	Длина заряда, м	Длина незаряженной части скважины, м	Длина забойки, м	Приведенная глубина заложения, кг/м ³	Коэффициент заполнения скважины ВВ	Коэффициент заполнения забойкой	Параметры заряда с промежутками			Коэффициент заполнения скважины ВВ с учетом промежутка
				Масса заряда в скважине, РПГН-100, кг	Бластит 55-1000, кг								УЗУ	Длина промежутка	Приведенная глубина заложения	
10	7	6,0	6,0	170	1	171,0	3,5	3,5	3,0	0,9	0,499	0,86	1	0,5	0,9	0,571
11	8	6,0	6,0	200	1	201,0	4,1	3,9	3,0	1,0	0,513	0,77	1	0,9	0,9	0,625
13	9	6,0	6,0	230	1	231,0	4,7	4,3	3,0	1,1	0,524	0,70	1	1,3	1,0	0,667
4	10	6,0	6,0	260	1	261,0	5,3	4,7	3,0	1,1	0,533	0,64	1	1,7	1,0	0,700
17	11	6,0	6,0	300	1	301,0	6,1	4,9	3,0	1,2	0,558	0,61	1	1,9	1,0	0,727
33	12	6,0	6,0	330	1	331,0	6,8	5,2	3,0	1,2	0,563	0,58	1	2,2	1,1	0,750
52	13	6,0	6,0	380	1	381,0	7,8	5,2	3,0	1,3	0,598	0,58	1	2,2	1,1	0,769
81	14	6,0	6,0	430	1	431,0	8,8	5,2	3,0	1,3	0,628	0,58	1	2,2	1,1	0,786
25	15	6,0	6,0	480	1	481,0	9,8	5,2	3,0	1,3	0,654	0,58	1	2,2	1,1	0,800
18	16	6,0	6,0	530	2	532,0	10,9	5,1	3,0	1,3	0,679	0,59	1	2,1	1,2	0,813
1	17	6,0	6,0	580	2	582,0	11,9	5,1	3,0	1,3	0,699	0,59	1	2,1	1,2	0,824

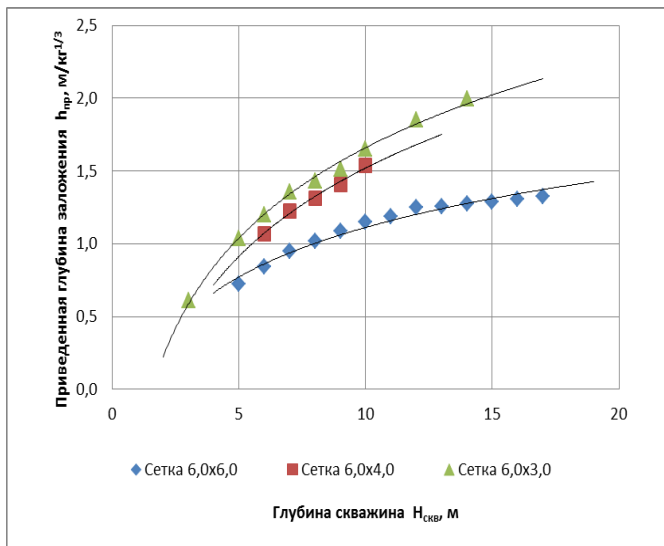


Рисунок 3.25 – Зависимость приведенной глубины заложения зарядов ВВ для различной сетки расположения скважин в зависимости от высоты взрывающегося блока

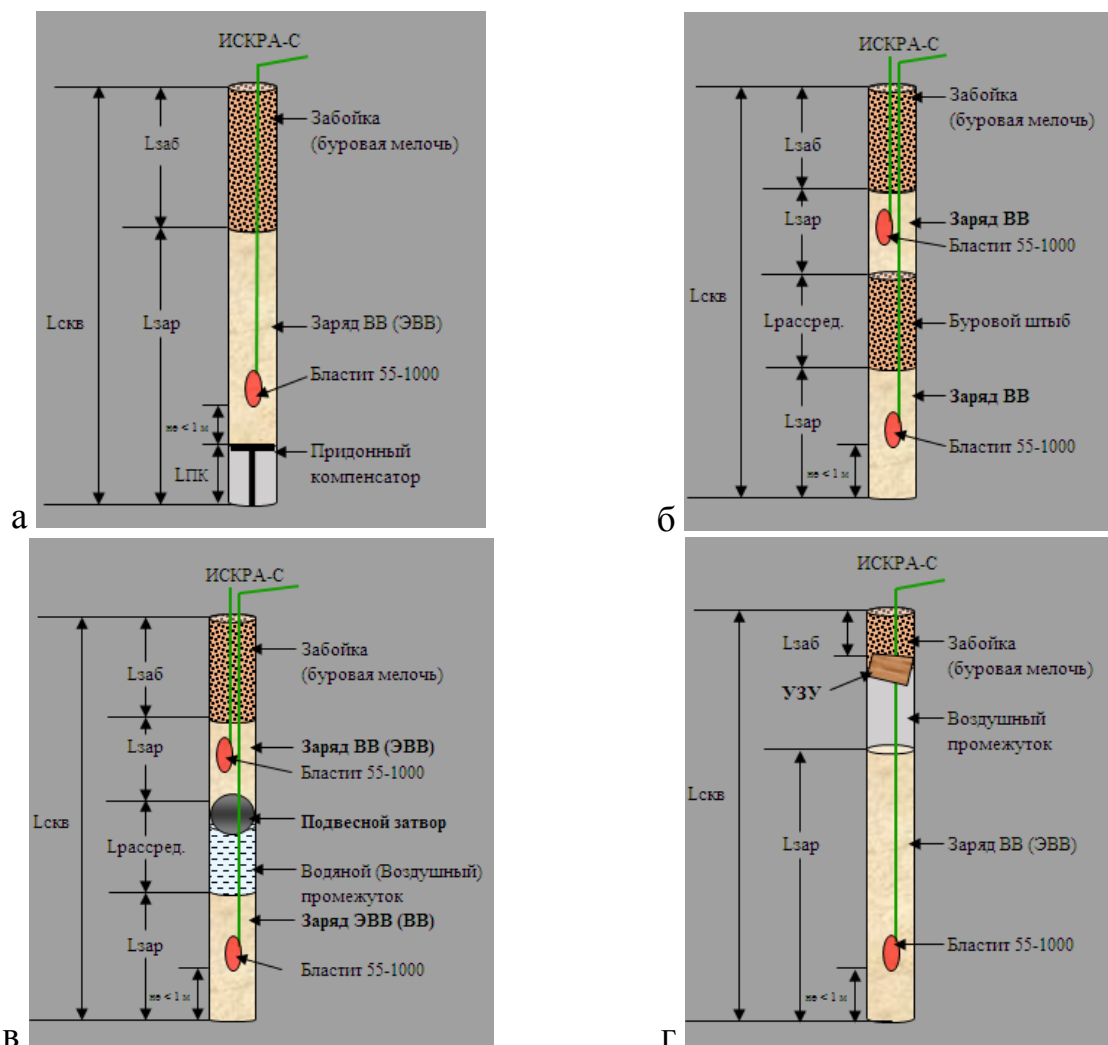


Рисунок 3.26 – Конструкции рассредоточенных скважинных зарядов, применяемые на Талдинском угольном разрезе:

а – заряд на воздушной подушке (с придонным компенсатором); б – заряд, рассредоточенный буровым штыбем; в – заряд, рассредоточенный водяным (воздушным) промежутком; г – забойка на воздушной подушке (воздушный промежуток между зарядом и забойкой)

Так, при взрывании сплошными колонковыми зарядами длиной 8–15 м приведенная глубина заложения ($h_{пр} = 1,0–1,3 \text{ м/кг}^{1/3}$) в среднем выше оптимальной области ($h_{пр} = 0,9–1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$), характерной для рассредоточенных скважинных зарядов (рисунок 3.27).

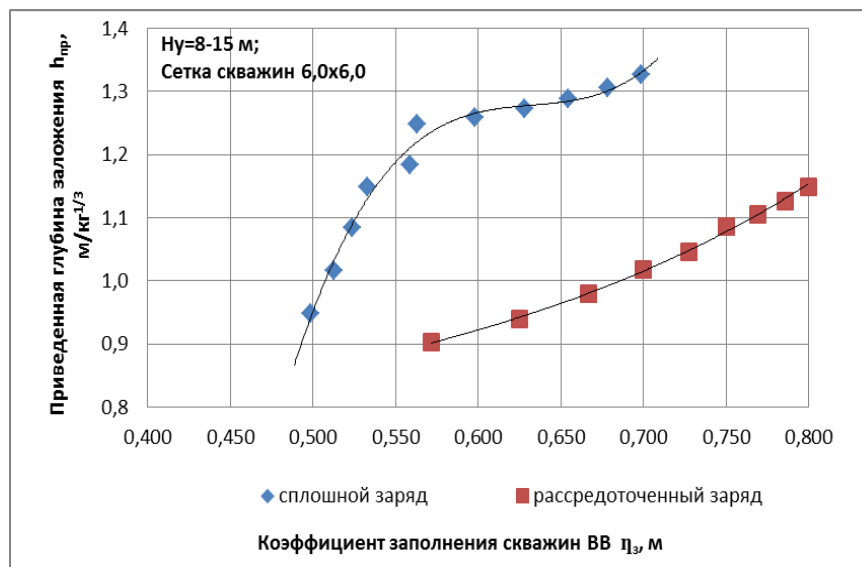


Рисунок 3.27 – Зависимость приведенной глубины заложения для различной конструкции скважинного заряда в зависимости от коэффициента заполнения скважин ВВ

При увеличении высоты взрывного уступа с 16 до 30 м приведенная глубина заложения растет пропорционально высоте уступа и превышает оптимальные пороги, при которых наблюдается качественное дробление и максимальный эффект взрывного дробления (рисунок 3.28). На рисунке 3.29 показано, что применение рассредоточенных скважинных зарядов приводит к снижению приведенной глубины заложения, но также не достигает оптимальных значений.

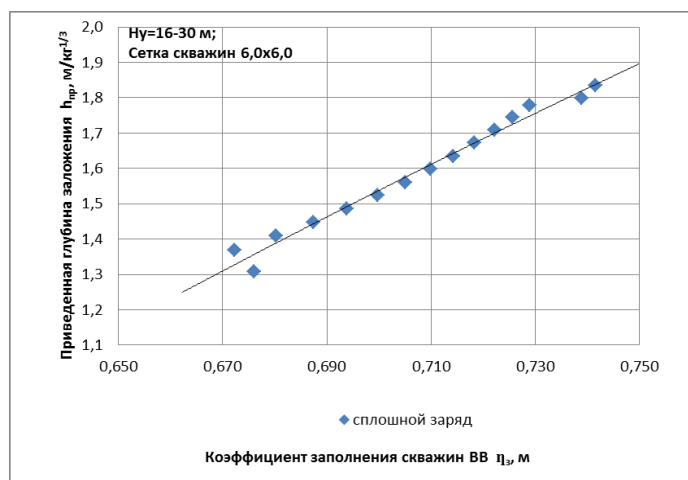


Рисунок 3.28 – Зависимость приведенной глубины заложения для сплошных колонковых скважинных зарядов в зависимости от коэффициента заполнения скважин ВВ ($H_y = 16-30$ м, $d_{скв} = 229$ мм)

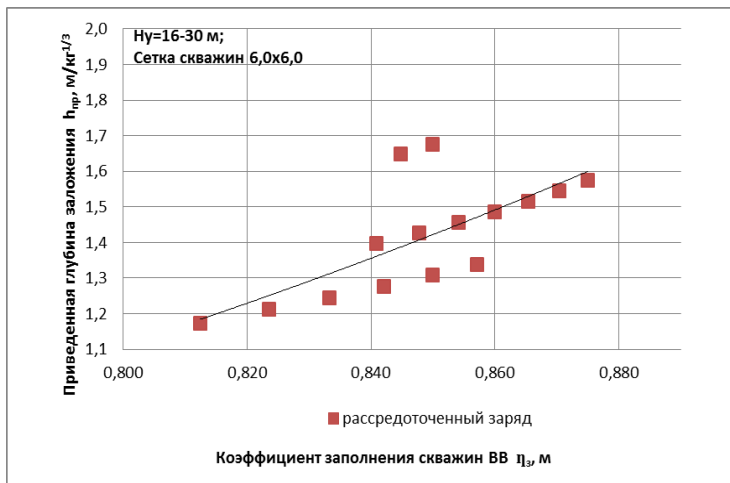
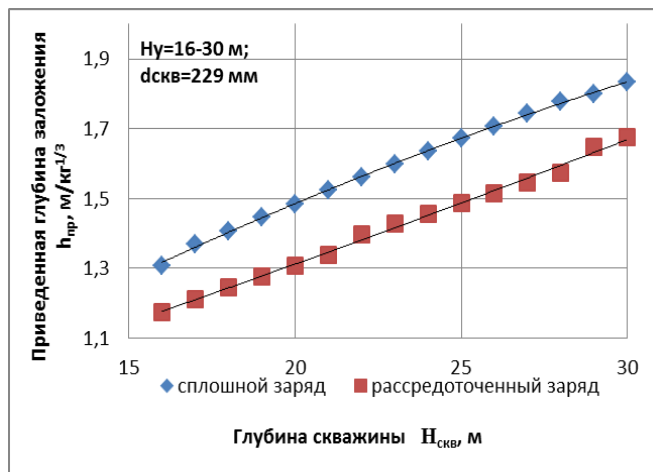
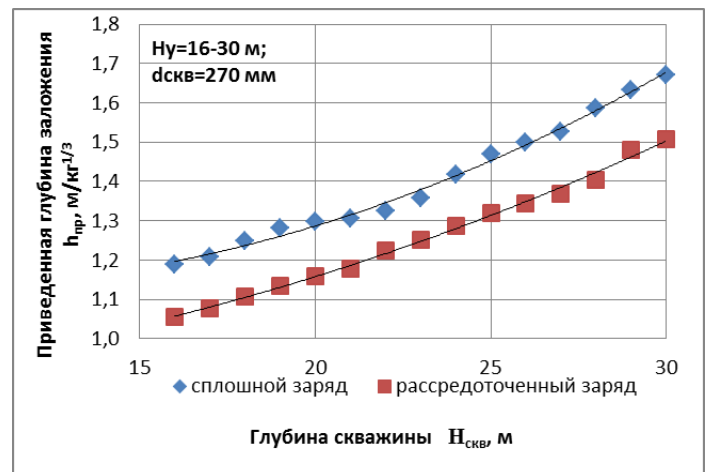


Рисунок 3.29 – Зависимость приведенной глубины заложения для рассредоточенных скважинных зарядов в зависимости от коэффициента заполнения скважин ВВ ($H_y=16-30$ м, $d_{скв}=229$ мм)

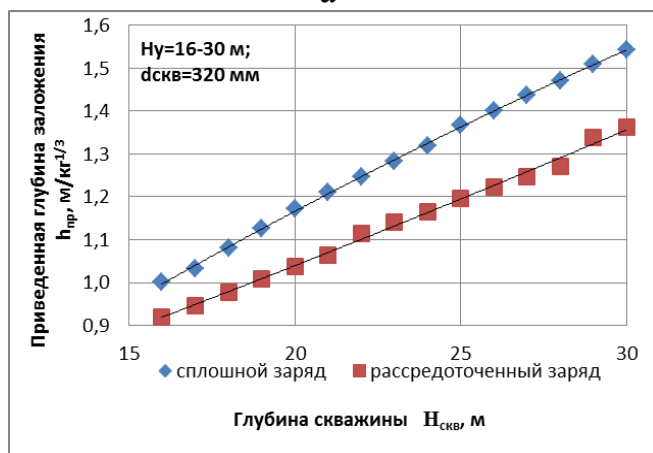
Были определены параметры БВР (рисунок 3.30), соответствующие оптимальной области приведенной глубины заложения ($h_{пр} = 0,9-1,1$ м/кг^{1/3}) в зависимости от диаметра ($d_{скв}=229$ мм; 270 мм; 320 мм) и конструкции колонковых скважинных зарядов.



а



б



в

Рисунок 3.30 – Зависимость приведенной глубины заложения для различных конструкций и диаметров скважинных зарядов в зависимости от глубины скважин:

а – $d_{скв}=229$ мм; б – $d_{скв}=270$ мм;

в – $d_{скв}=320$ мм

Исследование влияния диаметра скважинного заряда при применении экскаваторов с большой емкости ковша на рациональный удельный расход ВВ представлен графиками в виде гистограмм на рисунке 3.31. Наблюдается обратно пропорциональ-

ная зависимость изменения удельного расхода в зависимости от увеличения конструктивных размеров ковша применяемого выемочного оборудования.

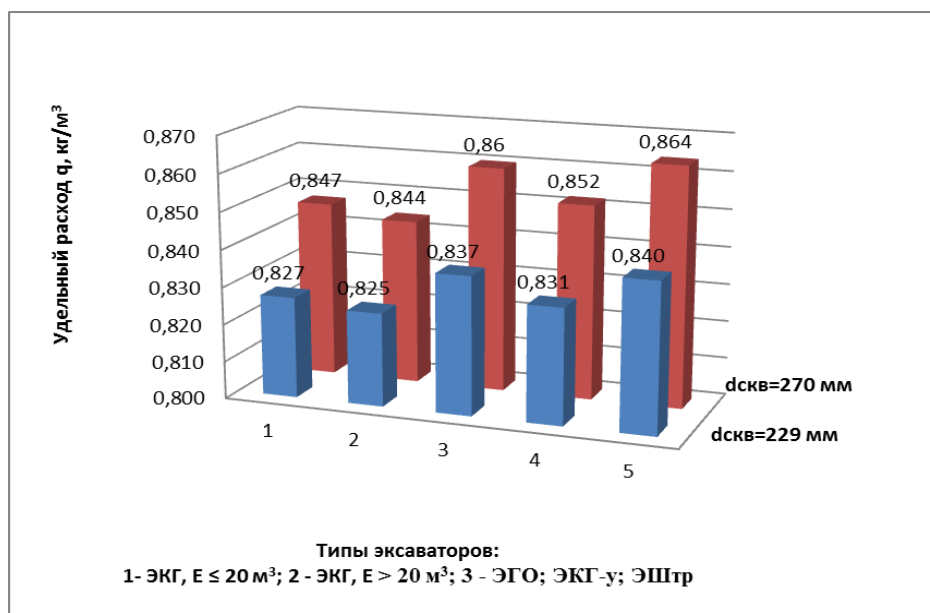
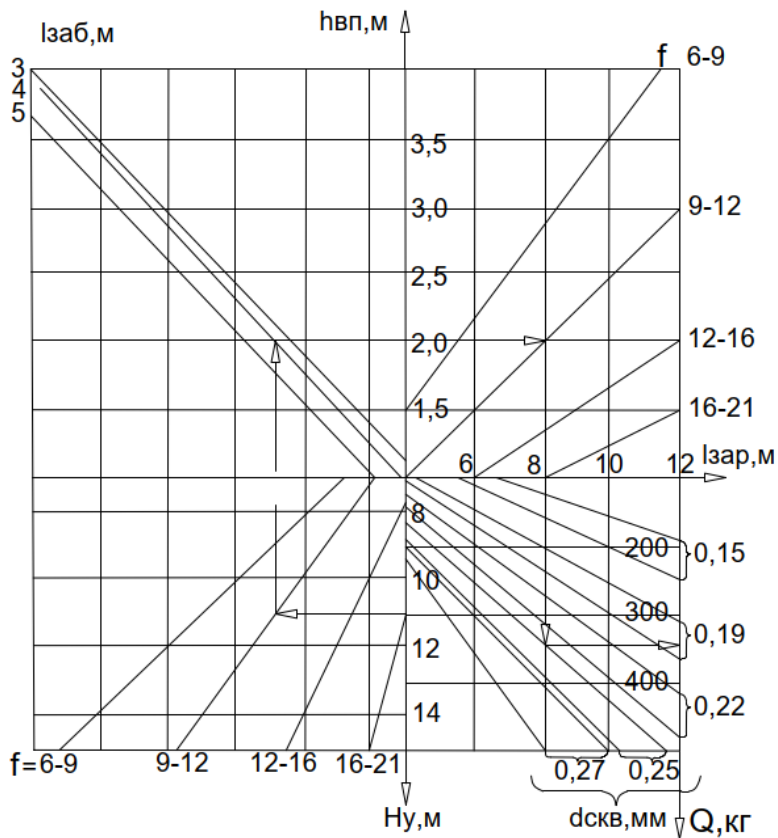


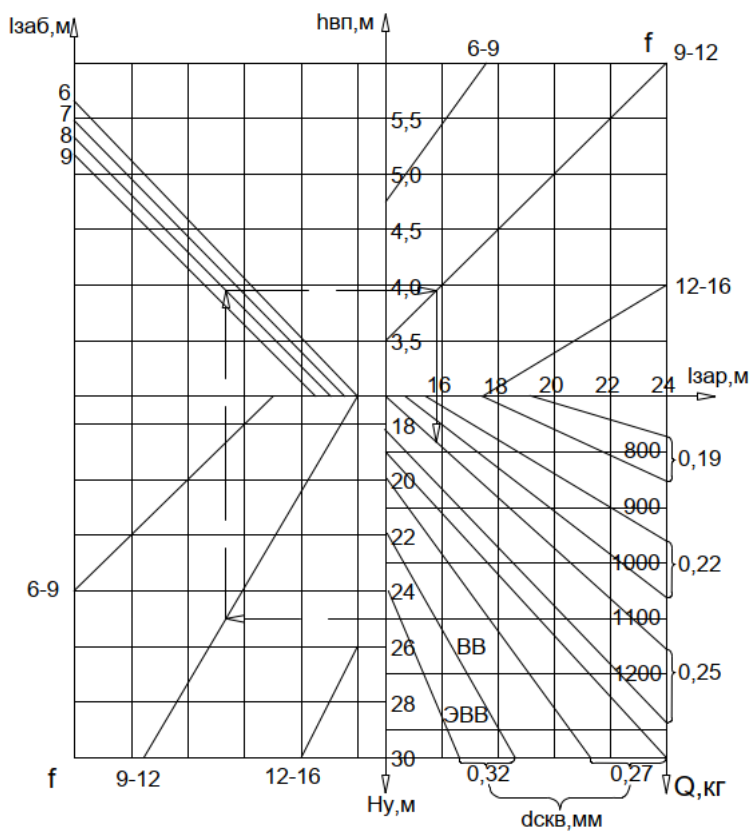
Рисунок 3.31 – Зависимость удельного расхода ВВ от диаметра скважинного заряда ($d_{скв}=229 \text{ мм}$; $d_{скв}=270 \text{ мм}$) и типа применяемого выемочно-погрузочного оборудования

Таким образом, установлено, что с увеличением диаметра скважин и изменения конструкции заряда лишь частично достигается область оптимальной приведенной глубины заложения зарядов, т.е. изменение конструктивных и геометрических параметров заряда не позволяет в достаточной степени достичь требуемого качества дробления и эффективности взрывной подготовки. Дальнейшую корректировку параметров БВР в условиях сложноструктурных месторождений необходимо осуществлять путем регулирования взрывного импульса (энергетических параметров заряда), а именно применении разноплотностных эмульсионных ВВ, конструкции заряда ВВ и рационального расхода ВВ.

С целью оперативного расчета параметров технологии буровзрывной подготовки при управлении качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождениях в работе разработана номограмма, учитывающая высоту уступа, конструктивные и энергетические параметры скважинного заряда и физико-механические свойства всех видов полезного ископаемого (рисунок 3.32).

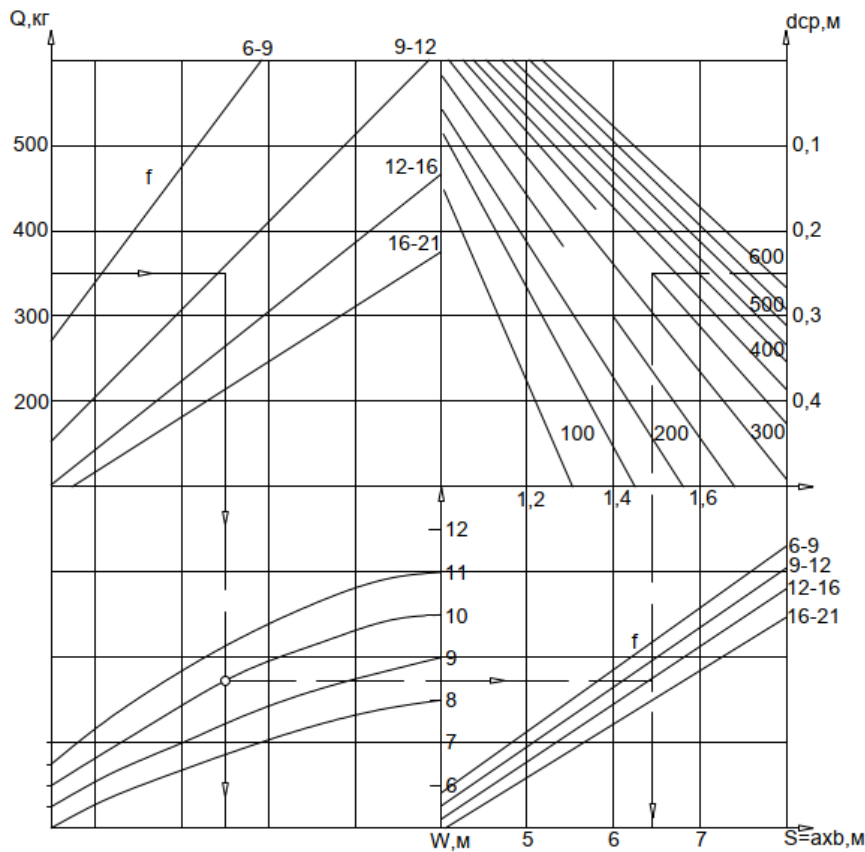


а) $H_y < 15$ м

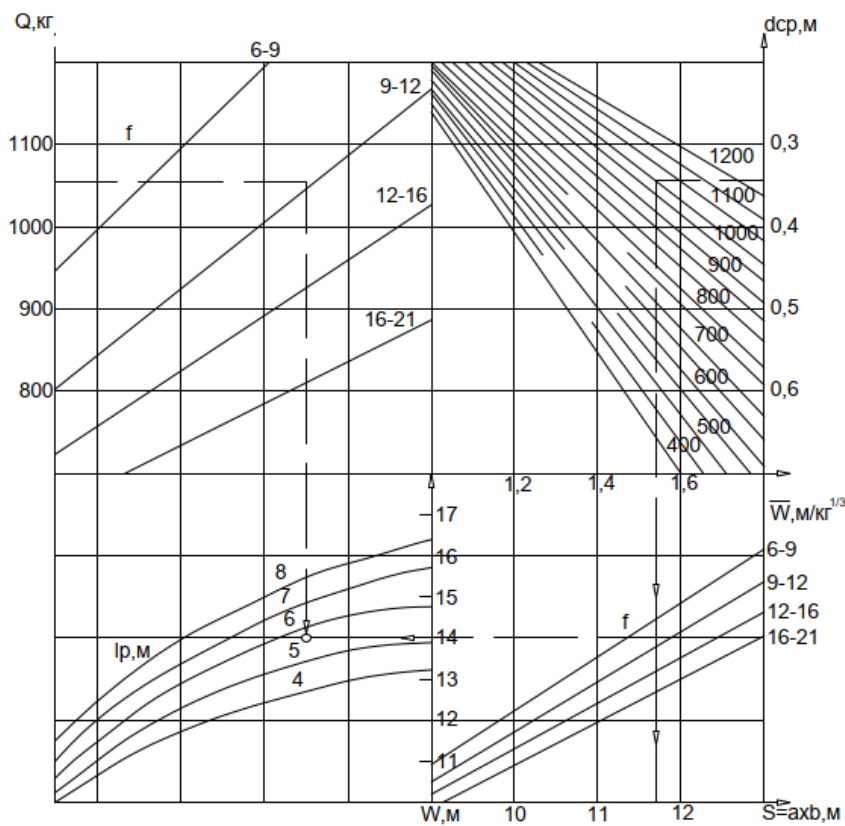


б) $H_y = 15-30$ м

Рисунок 3.32 – Номограмма расчета параметров буровзрывной подготовки для управления качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождениях



а) $H_y < 15$ м



б) $H_y = 15-30$ м

Рисунок 3.33 – Номограмма расчета параметров буровзрывной подготовки для управления качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождениях

Для практической реализации концепции управления качеством минерального сырья необходимо разработать технологии и методики определения параметров подготовки к выемке пород сложноструктурных месторождений, определяющих качество товарной продукции при открытой геотехнологии, обеспечивающий повышение полноты освоения балансовых запасов.

Выводы по главе 3

1. Установлено, что минимальная интегральная энергоемкость взрывной подготовки пород к выемке определяется наличием оптимальной области приведенной глубины заложения скважинного заряда ($h_{np} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$) независимо от применяемых типов ВВ.

2. Обоснованы и определены оптимальные параметры скважинных зарядов, снижающие зоны нерегулируемого дробления и обеспечивающие проработки подошвы уступа при высокоуступной геотехнологии с учетом принципа автотельности при расчетах критических скоростей смещения массива, генерируемых взрывом напряжений.

3. Установлено увеличение выхода взорванной горной массы в средне- и трудновзрываемых горных породах на 15-26% за счет применения механических расширений скважинных зарядов и на 10-18% за счет применения парно-сближенных скважин путем регулирования геометрией сетки скважин.

4. Установлено, что конструкция забойки на воздушной подушке (с промежуток между зарядом и забойкой) позволяет снижать сейсмозффект в 1,4–2 раза и величину забойки в 1,2–2 раза по сравнению со сплошным колонковым зарядом и полной забойкой незаряженной части скважинного заряда ВВ. Доказано, что с увеличением коэффициента крепости с 6 до 21 коэффициент забойки изменяется в диапазоне 0,1–0,3 и 0,12–0,43 для пород соответственно I и III категории трещиноватости.

5. Доказано влияние диаметра и конструкции скважинного заряда на рациональный удельный расход ВВ для высокоуступной геотехнологии и применении выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности, которое

имеет обратно пропорциональную зависимость изменения удельного расхода и геометрических размеров емкости ковша.

6. Разработана номограмма для оперативного расчета параметров технологии буровзрывной подготовки при управлении качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождениях, учитывающая высоту уступа, конструктивные и энергетические параметры скважинного заряда и физико-механические свойства всех видов полезного ископаемого.

4 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ПОРОД СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ И МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИХ ПАРАМЕТРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ КАЧЕСТВО ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

4.1. Разработка технологии производства буровзрывных работ для обеспечения требуемого качества товарной продукции и заданного гранулометрического состава в условиях изменяющейся трещиноватости массива

В настоящее время в практике горных работ при освоении запасов сложноструктурных месторождений на стадии проектирования горного предприятия и разработки полезных ископаемых для обеспечения его эффективности функционирования необходимо осуществлять выбор варианта технологии и определять параметры процесса подготовки горных пород к выемке с учетом требований к качеству минерального сырья. В большинстве случаев это технология взрывных работ и параметры БВР, которые зависят от кондиционного, максимально допустимого и среднего размеров куска взорванной горной массы. Для достижения минимальной интегральной энергоемкости и высоких технико-экономических показателей эффективности предприятия необходимо решать прямую и обратную задачи проектирования и планирования горных работ с учетом текстурно-структурных особенностей, слагающих массив горной породы и формирующих структурные элементы раскрытия и разделения при обосновании качества, спектра и ассортимента товарной продукции.

Прямая задача – это формирование структуры комплексной механизации процессов подготовки на стадиях добычи и переработки путем комплектования типа и мощности горно-перерабатывающего оборудования.

Обратная задача – это обоснование параметров БВР для эксплуатируемого оборудования действующего горно-обогательного производства.

Выполненный литературный анализ на предмет классификаций массивов скальных пород с точки зрения их монолитности и трещиноватости (рисунок 4.1) показал, что между ними существуют функциональные взаимосвязи, а это позволя-

ет оценить и выполнить районирование карьерного поля на разных этапах его освоения, как в период геологических изысканий на ранних стадиях разведки, так и в период проектирования и эксплуатации.

Таким образом, текстурно-структурные особенности, формирующие структурные элементы раскрытия и разделения, можно оценить на стадии геологической разведки, наряду с их физическими и химическими свойствами, определяющими вид минерального сырья.

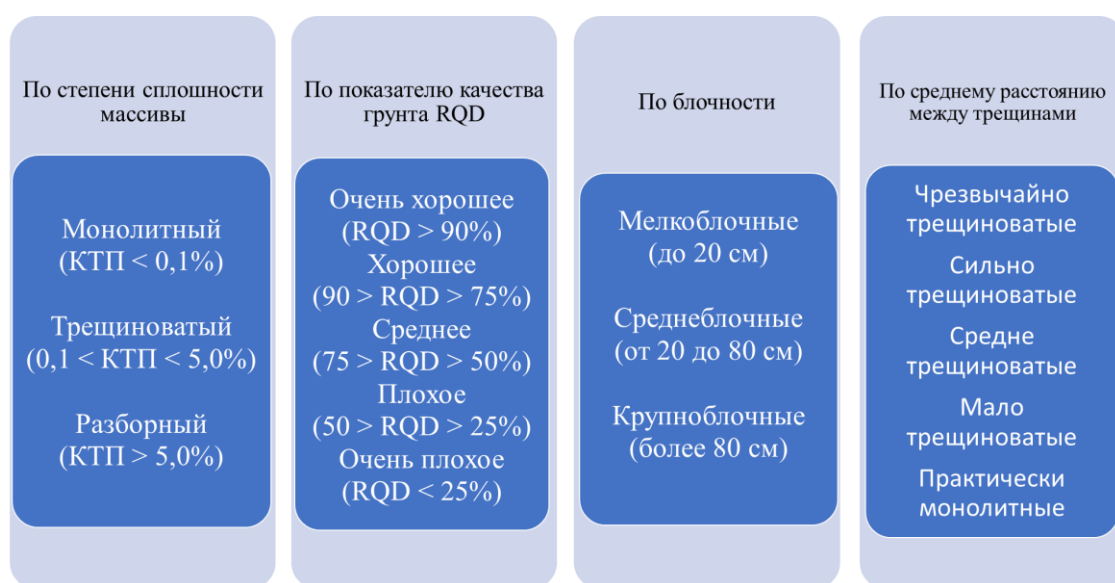


Рисунок 4.1 – Основные классификации массивов скальных пород

Как уже выше было отмечено, это показатель качества породы - RQD (Rock Quality Designation), предложенный Д. Диром в 1963 г. для различных оценок гражданского строительства, на основании которого была создана однопараметровая классификационная система [240]. В настоящее время показатель RQD используется во всех системах и стандартах для классификации скальных грунтов и скального массива в целом [60].

Следует отметить, что процесс проектирования и планирования на стадии выбора технических решений по вопросу подготовки пород к выемке и в целом геотехнологии освоения месторождения основывается на необходимости использования полной и достоверной информации о горно-геологическом строении природного массива и его горнотехнических свойствах.

Так как обоснование выбора открытой геотехнологии и технологии подготовки к выемке зависит от текстурно-структурных особенностей полезного ископаемого нами были проведены исследования трещиноватости (блочности) массива по кернам с учетом показателя качества породы – RQD на примере сложно-структурного Алексеевского месторождения гранитов (рисунок 4.2).



ИГЭ 19.1 Гранит, очень плотный, пористый, средней прочности, сильнотрещиноватый



ИГЭ 19.2 Гранит, очень плотный, пористый, средней прочности, среднетрещиноватый



ИГЭ 19.3 Гранит, очень плотный, пористый, прочный, среднетрещиноватый



ИГЭ 19.4 Гранит, очень плотный, малопористый, прочный, малотрещиноватый



ИГЭ 19.5 Гранит, очень плотный, непористый, средней прочности, малотрещиноватый



ИГЭ 19.6 Гранит, очень плотный, непористый, очень прочный, малотрещиноватый

Рисунок 4.2 – Инженерно-геологический элемент по линии 19 РГЭ при геологическом изыскании Алексеевского месторождения гранита

При статистической обработке результатов геологического изыскания по кернам за **РГЭ** (расчетный грунтовый элемент) принимают некоторый объем грунта, не обязательно одного и того же происхождения и вида, в пределах которого нормативные и расчетные значения характеристик по условиям применяемого при проектировании грунтового объекта расчетного или экспериментального метода могут быть постоянными или закономерно изменяющимися по направлению (чаще всего по глубине). РГЭ может включать часть одного или несколько ИГЭ, а комплекс РГЭ образует расчетную геомеханическую модель исследуемого объекта.

Так, за **ИГЭ** (инженерно-геологический элемент) принимают некоторый объем грунта одного и того же происхождения и вида при условии, что значения характеристик грунта изменяются в пределах элемента случайно (незакономерно), либо наблюдающаяся закономерность такова, что ею можно пренебречь. ИГЭ наделяют постоянными нормативными и расчетными значениями характеристик. При этом комплекс ИГЭ образует инженерно-геологическую модель объекта.

Основными характеристиками массива, приоритетными при выборе и обосновании параметров открытой геотехнологии, являются его структура (трещиноватость и анизотропность) и качественные характеристики слагающих пород и полезного ископаемого (содержание полезного компонента, физико-механические свойства, декоративность, зольность, наличие вредных включений, белизна и т.д.).

Следует отметить, что фракция 20–200 мм является исходным сырьем для дробления и измельчения ДСУ, где 28% – готовый продукт (фракция 20–40 мм), 52% – сырье для получения ликвидной товарной продукции (фракция 40–200 мм), 20% – переизмельченный продукт (вторичный отсев и фракция 5–20 мм).

Горный массив Алексеевского месторождения по характеру трещиноватости в основном относится ко второй, третьей и четвертой категории. Сильнотрещиноватые разности характерны для месторождений, которые развиты в основном вблизи поверхности, в зоне контактов, а также вблизи тектонических нарушений.

Средние показатели RQD и трещиноватости массива скальных грунтов по выделенным инженерно-геологическим элементам приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Средние показатели RQD и трещиноватости массива скальных грунтов по выделенным ИГЭ Алексеевского месторождения гранита

РГЭ	ИГЭ	RQD, %			Количество трещин на 1 п.м		
		Максимальное	Минимальное	Среднее по массиву	Максимальное	Минимальное	Среднее по массиву
19	19.1	33	3	14	134	6	42
	19.2	45	10	32	81	7	35
	19.3	63	4	47	73	5	39
	19.4	51	6	60	69	3	34
	19.5	42	5	28	62	12	40
	19.6	65	11	38	75	8	37

Трещиноватость (блочность) гранита в массиве очень неравномерна, количество систем трещин на метр изменяется от 0 до 65, т.е. практически на два порядка – от практически монолитных до сильнотрещиноватых, что повышает вероятность появления весьма крупных блоков в массиве при применении взрывной подготовки массива.

Так, крупноблочные породы месторождения составляют половину всех запасов минерального сырья – 54%, среднеблочные – 38% и мелкоблочные – 8% (рисунок 4.3). Поэтому при определении параметров БВР и кусковатости пород после взрыва следует рассматривать трещиноватость (блочность) взрываемого массива и механизм разрушения, основанный на принципе автомодельности, согласно волновой теории взрыва, где условием разрушения массива является равенство или превышение возникающих при взрывном нагружении массива скоростей смещения критическим значениям.

Для прогнозирования гранулометрического состава разрушенных горных пород и породных массивов разработано большое количество законов распределения (таблица 4.2), среди которых наибольшее распространение получили следующие:

- уравнения Роллера и Годена – Андреева в основном применяются при описании содержания мелких пылевидных частиц;
- формула Розина – Раммлера может быть использована на всех стадиях взрывного и механического дробления;
- законы, выводимые на основе известных статистических распределений, такие как логарифмически нормальное и нормальное распределения, гамма-распределение и, как вариант гамма-распределения, распределение Вейбулла.

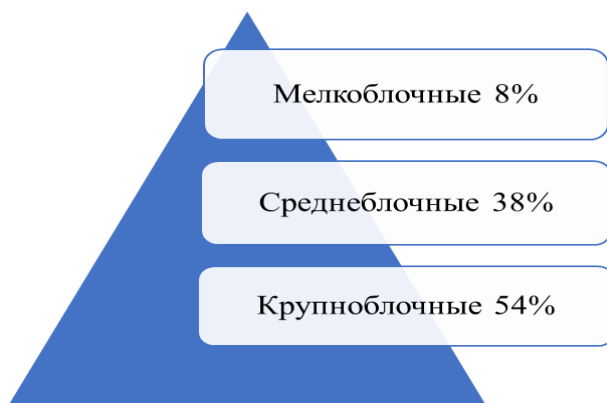


Рисунок 4.3 – Распределение Алексеевского месторождения гранита по блочности в пределах расчетного РГЭ по линии 19

Таблица 4.2 – Законы распределения гранулометрического состава

Авторы	Функциональные зависимости
1. Розина - Раммлера	$f(x) = \exp(-\alpha x^\lambda)$
2. Роллера	$f(x) = \alpha \sqrt{x} \exp\left[-x^{\frac{\lambda}{2}}\right]$
3. Годена – Андреева	$f(x) = Ax^k$
4. Вейбулла	$\Phi(x) = 1 - \exp[-\alpha x^\lambda]$
5. Нормальный	$\Phi(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \int_{x_1}^{x_2} e^{-\frac{(x-x)^2}{2\sigma^2}} dx$
6. Логарифмически нормальный	$\Phi(x) = \frac{1}{\sqrt{2x\beta}} \int_0^x \exp\left[-\frac{(\ln x - \ln \bar{x})^2}{2\beta}\right] d \ln x$

При взрывном разрушении природных сложноструктурных массивов хорошие результаты получены при использовании логарифмически нормального закона распределения, при исследовании которого доказано, что разнопрочные породы дробятся независимо друг от друга:

$$\Phi(x) = \frac{1}{\sqrt{2x\beta}} \int_0^x \exp\left[-\frac{(\ln x - \ln \bar{x})^2}{2\beta}\right] d \ln x, \quad (4.1)$$

где $\Phi(x)$ – доля кусков размером меньше x , %; \bar{x} – средний геометрический размер куска горной массы, м; β – логарифмическая дисперсия, $\beta = \ln \sigma_\delta$.

Использование логарифмически нормального закона распределения упрощается применением логарифмической вероятностной системы координат. Поэтому проверка применимости логарифмически нормального закона чрезвычайно упрощается. Определение x_{δ} и σ_{δ} , характеризующих все распределения, графически производится предельно просто.

Так как в логарифмически вероятностной системе распределение диаметра становится симметричным, то значение x , соответствующее 50% выхода, дает x_{δ} . Связь x_{δ} с d_{cp} представлена уравнением:

$$d_{cp} = x_{\delta} e^{0,5\beta^2}. \quad (4.2)$$

Логарифмическая дисперсия характеризует среднеквадратичное отклонение от среднегеометрического размера диаметра и определяется как

$$\beta = ctg\alpha, \quad (4.3)$$

где α – угол, образованный прямой с положительным направлением оси $\ln x$.

Проведенные ранее исследования позволили установить инвариантность логарифмической дисперсии для пород различной блочности до и после производства взрывных работ. Для условий Алексеевского месторождения гранитов она изменяется в пределах 0,58-1,5.

Так как минеральное сырье Алексеевского месторождения относится к весьма и исключительно крупноблочным, то при определении параметров буровзрывных работ принимаются следующие показатели кусковатости (таблица 4.3).

Величина удельного расхода ВВ для обеспечения требуемой степени дробления пород рассчитывается с учетом свойств разрушаемого массива, диаметра заряда и высоты уступа.

Таблица 4.3 – Принятые показатели кусковатости по выделенным ИГЭ Алексеевского месторождения гранита

ИГЭ	Логарифмическая дисперсия β	Среднее расстояние между трещинами, м	RQD,%		
			максимальное	минимальное	среднее по массиву
19.1	0,58	0,6	45	10	32
19.2	0,65	0,6	33	3	14
19.3	0,89	1	63	4	47
19.4	1,13	1,2	65	11	38
19.5	1,34	1,5	58	21	37
19.6	1,5	2	78	2	58

При применении многорядного короткозамедленного взрывания диаметр среднего куска взорванной горной массы связан с параметрами отбойки d_{cp} , q , структурой массива и высотой уступа H соотношением

$$d_{cp} = \frac{1}{\frac{1}{d_c} + \frac{300+H}{100+d_e}q}. \quad (4.4)$$

Получаем

$$q = \left(\frac{1}{d_{cp}} - \frac{1}{d_c} \right) \frac{100+d_e}{300+H}, \quad (4.5)$$

где d_e – диаметр средней естественной отдельности в массиве, м; H – высота уступа; d_c – диаметр скважинного заряда ВВ, мм; q – удельный расход ВВ, кг/м³.

При этом выход фракции заданного размера определяется из выражения

$$\eta = e^{-0.8\lambda^2\sqrt{\lambda}}, \quad (4.6)$$

где η – выход фракций сверху; λ – отношение линейного размера искомой фракции x к диаметру среднего куска d_{cp} .

После определения требуемого удельного расхода ВВ расчеты параметров буровзрывных работ могут производиться по методике Союзвзрывпрома.

Расчеты выхода фракций для каждого из двух вариантов параметров БВР, а именно при диаметрах скважин 150 и 190 мм представлены соответственно в таблицах 4.4 и 4.5. На рисунках 4.4 и 4.5 построены гистограммы теоретического распределения гранулометрического состава при заданных параметрах БВР.

Таблица 4.4 – Расчет параметров буровзрывных работ и гранулометрического состава при диаметре скважин 150 мм

ИГЭ	β	l_{cp} , м	Высота уступа, м	q , кг/м ³	Выход фракций крупностью, %		
					>0,8	>1,0	>1,2
19.1	0,58	0,6	10	0,5	2,7	0,2	-
19.2	0,65	0,6	10	0,67	1,1	0,0	-
19.3	0,89	1	10	0,75	9,3	1,6	0,15
19.4	1,13	1,2	10	0,8	12,7	2,7	0,34
19.5	1,34	1,5	10	0,9	10,7	2,0	0,21
19.6	1,5	2	10	1,2	7,8	1,2	0,09

Таблица 4.5 – Расчет параметров буровзрывных работ и гранулометрического состава при диаметре скважин 190 мм

ИГЭ	β	$l_{ср}, м$	Высота уступа, м	$q, кг/м^3$	Выход фракций крупностью, %		
					>0,8	>1,0	>1,2
19.1	0,58	0,6	10	0,5	3,7	0,3	-
19.2	0,65	0,6	10	0,67	1,8	0,1	-
19.3	0,89	1	10	0,75	13,6	3,1	0,41
19.4	1,13	1,2	10	0,8	18,3	5,2	0,93
19.5	1,34	1,5	10	0,9	16,4	4,3	0,69
19.6	1,5	2	10	1,2	14,3	3,3	0,47

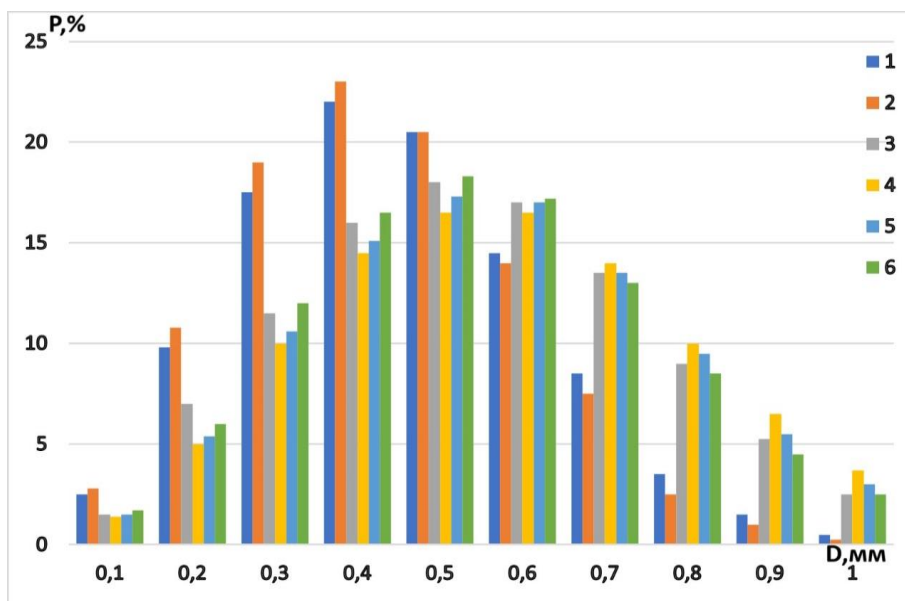


Рисунок 4.4 – Распределение гранулометрического состава при заданных параметрах БВР (диаметр скважин 150 мм)

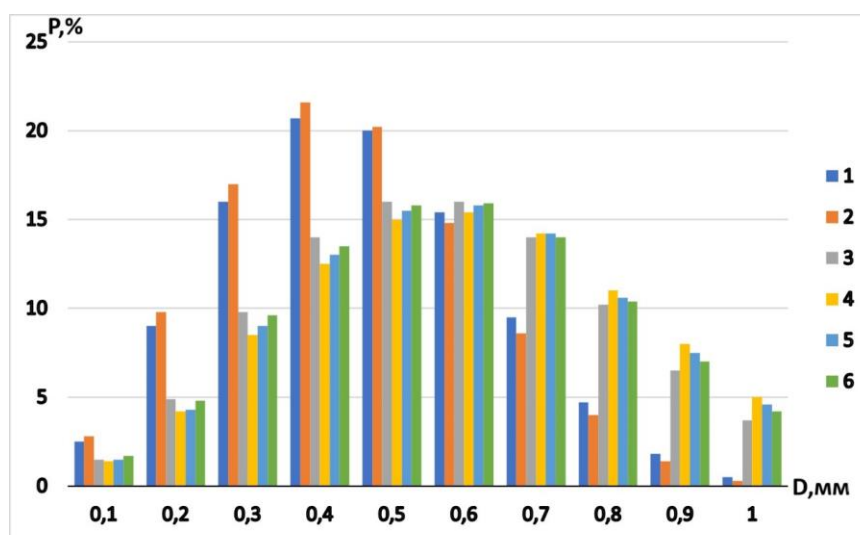


Рисунок 4.5 – Распределение гранулометрического состава при заданных параметрах БВР (диаметр скважин 190 мм)

В таблице 4.6 представлено расчетное распределение гранулометрического состава горной массы после БВР.

Таблица 4.6 – Расчетное распределение гранулометрического состава горной массы после БВР

Диапазон крупности, см	В развале после взрыва	
	При диаметре скважин 150 мм	При диаметре скважин 190 мм
0 – 15	3,1-6,1	2,6-5,9
15 – 30	13,2-23,9	11,0-23,3
30 – 60	47,1-56,7	42,7-56,6
60 – 90	10,8-30,3	13,7-33,5
90 – 120	0,2-4,9	0,5-9,3
Более 120	0-0,34	0-1,93

В результате анализа гранулометрического состава с учетом предложенной методики и логарифмически-нормального закона распределения установлено, что при взрывании скважин диаметром 150 мм расчетное количество кусков крупных фракций – более 90 см – составляет 5,2%. Это допустимая величина негабарита. Поэтому для доставки гранита на ДСК можно принять размер максимального куска 90 см. При взрывании скважин диаметром 190 мм расчетное количество кусков более 90 см составляет 10,2%, а кусков более 120 см – 0,9%. Проектная допустимая величина негабарита из практики БВР составляет 2–5%. Поэтому для доставки гранита на ДСК можно принять размер максимального куска 120 см. Таким образом, если убрать негабаритные фракции из расчета и принять оставшиеся за 100%, то получим теоретическое распределение гранулометрического состава гранита, загружаемого в бункер дробилки крупного дробления. При этом для диаметра взрывных скважин 150 мм исходный размер куска горной массы прогнозируется 800–900 мм, а для диаметра взрывных скважин 190 мм размер куска может достигать до 1100–1200 мм. Это означает, что при бурении взрывных скважин диаметром 150 мм возможно использовать на первой стадии дробления дробильную установку меньшей единичной мощности.

Для решения прямой задачи планирования и проектирования горных работ при формировании структуры комплексной механизации процессов подготовки на стадиях добычи и переработки необходимо применение бурового и дробильного оборудования различной единичной мощности, что влечет за собой необходимость экономического сравнения по следующим вариантам:

– 1 вариант: бурение взрывных скважин диаметром 150 мм с использованием бурового станка Epiroc FlexiRoc D60 и использование в составе ДСК на первой стадии дробления дробильной установки Nordberg NP1415;

– 2 вариант: бурение взрывных скважин диаметром 190 мм с использованием бурового станка Epiroc DML LP и использование в составе ДСК на первой стадии дробления дробильной установки Nordberg NP1620.

Критерием выбора рациональной технологии производства буровзрывных работ и стадии крупного дробления является минимальная величина совокупных затрат (капитальных вложений и эксплуатационных затрат) за срок отработки карьера.

Технико-экономическое сравнение вариантов ведения буровзрывных работ с использованием скважин диаметром 150 и 190 мм (рисунок 4.6) показало, что наиболее экономичный как по уровню капитальных вложений, так и по уровню эксплуатационных затрат является вариант с использованием бурового станка Epiroc DML LP (диаметр скважин 190 мм) и дробильной установки Nordberg NP1620 на первой стадии дробления. При этом обеспечивается требуемое качество дробления за счет формирования необходимого распределения гранулометрического состава (максимально востребованной фракции) для получения широкого спектра ассортимента и сорта товарной продукции при компоновке оптимальной структуры комплексной механизации процесса подготовки минерального сырья на стадиях добычи и переработки.

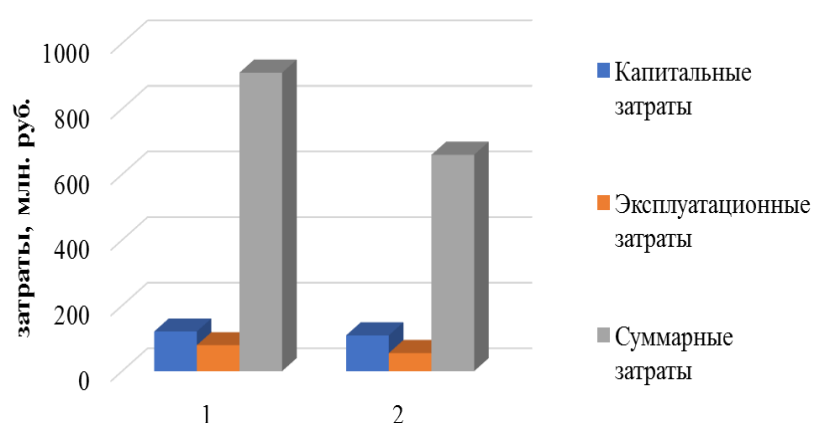


Рисунок 4.6 – Затраты процессов подготовки на стадиях производства буровзрывных работ и крупного дробления для следующих вариантов структуры комплексной механизации:

1 – буровой станок Epiroc FlexiRoc D60 ($d_{\text{СКВ}}=150$ мм) – ДСУ Nortberg NP1415;

2 – буровой станок Epiroc DML LP ($d_{\text{СКВ}}=190$ мм) – ДСУ Nortberg NP1620

Выполненные расчеты позволили получить теоретические кривые распределения гранулометрического состава горной массы при ведении БВР с диаметрами скважин 190 мм, подаваемого на дробилку крупного дробления: 0-150 мм – 20%; 150-300 мм – 35%; 300-600 мм – 30%; 600-1200 мм – 15%. При этом экономический эффект от применения оптимального горнотранспортного оборудования по суммарным затратам на весь период отработки месторождения составит не менее 28%.

Таким образом, в условиях практической реализации предложенной технологии производства буровзрывных работ для обеспечения требуемого качества товарной продукции и заданного гранулометрического состава в условиях изменяющейся трещиноватости разработанная методика позволяет определить параметры БВР, обеспечивающие требуемый фракционный состав с учетом структурных особенностей массива, и определять оптимальную с точки зрения технико-экономических показателей структуру комплексной механизации горно-перерабатывающего предприятия.

В условиях сложноструктурных месторождений в контактных зонах при обеспечении требуемой производительности, минимизации потерь и исключения разубоживания необходимо разработать технологию однорядного взрывания для достижения требуемого качества готовой продукции.

4.2 Разработка технологии однорядного взрывания при отработке сложноструктурных месторождений для обеспечения требуемого качества готовой продукции

При отработке сложноструктурных месторождений поддержание постоянства качества товарной продукции является основой эффективности функционирования горнодобывающего предприятия. Поскольку на качество товарной продукции и технологию подготовки пород к выемке влияют следующие показатели качества:

- потери:

- переизмельчение;
- выход негабарита, гранулометрический состав;

- разубоживание:

- примешивание посторонних включений – снижение белизны;

- переизмельчение в зоне контакта.

Так, наибольшая стоимость товарной продукции на примере сложно-структурного Еленинского месторождения белого мрамора обеспечивается при переработке на дробильно-сортировочной установке (ДСУ) щебня фракций 40-200 и 20-40 мм.

Еленинское месторождение представляет собой сложноструктурное месторождение с падением слоев под углом $50-65^{\circ}$ в виде складок, сложенных послойно: белые, светло-серые, серые, темно-серые (доломитизированные) (рисунок 4.7) и жёлтые (ожелезненные) мраморы (рисунок 4.8).



Рисунок 4.7 – Борт карьера с выходом темно-серых (черных) мраморов



Рисунок 4.8 – Уступ карьера с выходом доломитизированного мрамора жёлтого цвета

Мрамор Еленинского месторождения характеризуется высокими показателями белизны (R_x и R_y), низким показателем желтизны и очень низким содержанием Fe_2O_3 .

В процессе переработки добытого полезного ископаемого на ДСУ неизбежно происходит его потеря в количестве 18% в виде первичного отсева, представленного засоренными фракциями крупностью 0-20 мм. После первичного отсева 100%

перерабатываемого мрамора разделяются по фракциям: 40–200 мм – 52%; 20–40 мм – 28%; 5–20 мм – 6%; вторичный отсев, 0–5 мм – 14%.

Таким образом, при обработке сложноструктурных месторождений качество и виды товарной продукции являются основополагающими факторами, которые определяют выбор технологии (способа) подготовки пород к выемке для обеспечения полноты и комплексности освоения запасов. Получается, что выход фракций при технологии подготовки пород к выемке зависит от требований заказчика.

Поскольку максимальная ценность щебня характерна для фракции 20-200 мм, оценка качества дробления лишь по процентному выходу негабарита не обеспечивает полную оценку качества, то есть достижения заданной степени дробления.

Таким образом, показатель негабарита является критерием оценки технологичности взрывных работ и их соответствия поставленным производственным целям, нежели критерием оценки качества дробления, особенно в условиях разработки сложноструктурных месторождений мрамора высокой степени белизны.

В диссертации на основе выполненных массовых взрывов в промышленных условиях Еленинского месторождения мрамора и анализа качества взорванной горной массы методом фотопланометрии установлено, что логарифмическая дисперсия распределения гранулометрического состава остается постоянной до и после взрыва, определяется физическими свойствами пород массива, не зависит от параметров взрывных работ и является инвариантной характеристикой кусковатости горных пород.

При взрывном разрушении изменяется лишь средний геометрический размер куска, а распределение кусков по крупности в естественном состоянии предопределяет подобное распределение фракций во взорванной горной массе [189, 241].

Результат расчета принимался как средний (медианный) диаметр куска, по которому массу развала можно разделить на две равные части: масса частиц мельче расчетного (d_{50}) составляет 50 % всей массы развала, так же как и масса кусков крупнее среднего.

Как было отмечено, в практике оценки кусковатости взорванной горной массы широко используется логарифмически нормальный закон распределения, характеризующийся двумя параметрами – μ и σ [34, 189].

Параметр μ представляет собой натуральный логарифм среднего медианного размера куска d_{50} и определяется энергетическими и детонационными параметрами взрывного нагружения.

Параметр σ , по мнению ряда исследователей, остается постоянным до и после взрыва и зависит от структурных особенностей конкретного типа горных пород. Вследствие этого в работе за основу расчетов принят параметр $\sigma = 0,850$, увеличенный на 15% относительно принятого по результатам двух массовых взрывов (1 взрыв - 24.06.21 и 2 взрыв - 15.07.21) на Еленинском месторождении мрамора ООО «РИФ-Микромрамор» с диаметрами скважин соответственно $\varnothing 170$ мм, $\varnothing 227$ мм.

Таким образом, для минимизации рисков, связанных с неопределенностью данных и вариабельностью трещиноватости массива, приняты следующие допущения: $l_{cp} = 0,6$; m ; $\sigma = 0,850$, и проведем расчеты кусковатости для двух вариантов параметров буровзрывных работ (таблица 4.7).

На основании приведенных значений среднего (медианного) куска взорванного мрамора получены кривые распределения и накопленного выхода для двух вариантов параметров БВР и для допущений среднего размера структурного блока в массиве $l_{cp} = 0,6$ и $\sigma = 0,85$, а соответственно, и значений среднего (медианного) куска взорванной горной массы.

Таблица 4.7 – Расчет гранулометрического состава для двух вариантов параметров БВР и среднего размера структурного блока в массиве ($l_{cp} = 0,6$ м) при $\sigma = 0,850$

Параметры БВР				σ	$l_{cp}, \text{ м}$	$d_{cp}, \text{ медиана, м}$	μ	Количество кусков с крупностью, %		
Вариант	Средняя высота, H_y	d_c	q					>0,8	>1,0	>1,2
I	10	170	0,75	0,85	0,6	0,170	3,21887	8,6	4,6	2,4
II	10	227	0,7	0,85	0,6	0,227	3,29583	10,1	6,2	3,2

На основании приведенных значений среднего (медианного) куска взорванного мрамора получены кривые распределения и накопленного выхода для двух вариантов параметров БВР и для допущений среднего размера структурного блока в массиве $l_{cp} = 0,6$ и $\sigma = 0,85$, а соответственно, и значений среднего (медианного)

куска взорванной горной массы. На основе теоретических кривых распределения для БВР с диаметрами скважин 170 и 227 мм получены гистограммы гранулометрического состава мрамора ($f=9$) в развале (рисунки 4.9, 4.10).

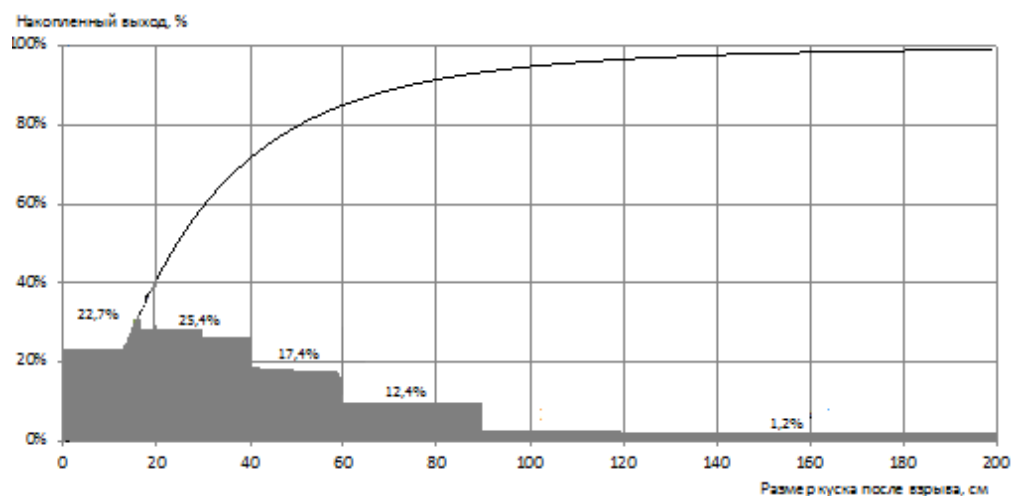


Рисунок 4.9 – Распределение гранулометрического состава при диаметре скважин 170 мм

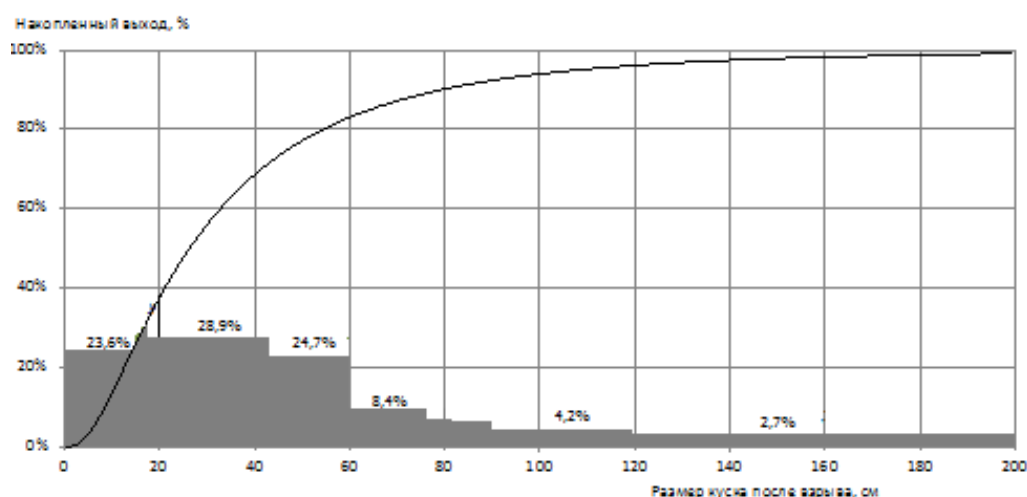


Рисунок 4.10 – Распределение гранулометрического состава при диаметре скважин 227 мм

В результате анализа гранулометрического состава установлено, что при взрывании скважин диаметром 170 и 227 мм расчётное количество кусков фракций 0-20 мм составляет от 24%, 20-90 мм – от 26 до 57%, 90-200 мм – до 19%. То есть фактически четверть объема блока непригодна для производства микрокальцита.

Следует отметить, что в условиях разработки сложноструктурных месторождений белых мраморов высокой степени белизны при производстве массовых взрывов при отработке контактных зон эффективность и производительность БВР

снижается за счет увеличения потерь в результате засорения. При этом в современной тенденции развития открытых горных работ при добыче мрамора высокой степени белизны наблюдается рост производственной мощности по полезному ископаемому [209, 266], а со стороны потребителя повышаются требования к качеству готовой продукции. Получаем, что эффективность отработки сложноструктурных месторождений достигается возможностью обеспечения разделения мраморного щебня по сортам, степени белизны и фракционному составу.

Для повышения производительности добычи мраморного щебня и удовлетворения требований к качеству раздробленной горной массы, а именно максимального выхода фракции 40-200 мм, необходимы исследования, направленные на оптимизацию параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке.

При добыче мраморного щебня одним из главных технологических процессов, обеспечивающих минимальные потери и разубоживание при максимальном выходе товарной продукции, является процесс подготовки горных пород к выемке с помощью буровзрывных работ [109, 265].

С целью обеспечения выполнения одновременно двух условий: повышенной производительности и соблюдение требований к качеству товарной продукции, предъявляемых потребителем в части гранулометрического состава, белизны, желтизны и других качественных характеристик, недропользователь вынужден искать технические решения, обеспечивающие подготовку горной массы к выемке буровзрывным способом. Наиболее распространенным способом, направленным на повышение производительности и снижение себестоимости ведения горных работ, является многорядное короткозамедленное взрывание [109, 110, 188, 265]. Следует отметить, что в условиях месторождений мрамора высокой степени белизны обеспечение эффективности горнодобывающего предприятия достигается селективной выемкой на контакте полезной толщи с включениями доломитизированных известняков и иных прослоек. В данных условиях применение многорядного короткозамедленного взрывания приводит к переизмельчению и неконтролируемому перемешиванию полезного ископаемого с включениями, снижающими показатели качества и стоимость конечной продукции, а в некоторых случаях и к полной потере потребительских свойств. Примером такой готовой продукции, к которой предъяв-

ляются высокие требования, как уже было отмечено, является мрамор Еленинской группы месторождений, используемый для получения высокоценного микрокальцита [64, 241].

Полезная толща Еленинского месторождения сложена мраморами различных цветов, которые однородны по физико-механическим свойствам.

Качественная оценка пород соответствует нормативным требованиям стандартов на исходные горные породы и продукты их переработки.

Согласно ТУ 08.12.12-001-21582590-2017 «Строительный щебень», основные параметры качества щебня Еленинского месторождения, определяющиеся технологическими и радиационными свойствами, отражены в таблице 4.8.

Существующая схема подготовки пород к выемке при многорядном КЗВ приводит к неизбежным потерям полезного ископаемого в количестве 18% по причине его переизмельчения. Годовой объем переработки обеспечивается увеличением производственной мощности карьера на величину технологических потерь.

Таблица 4.8 – Основные параметры качества щебня Еленинского месторождения белого мрамора

Свойства	Наименование показателя	Значение показателя
Технологические	Марка камня по дробимости	200-600
	Содержание зерен слабых пород в камне, % по массе, не более	10
	Содержание пылевидных и глинистых частиц, % по массе, не более	3
	Марка камня по морозостойкости, не менее	F15-F25
Радиационно-гигиенические	Удельная эффективная активность естественных радионуклидов, I класс, Бк/кг, не более	370
Цвет	Яркость ($R_y, C/2^\circ$), не менее	90%
	Желтизна ($G, D65/10^\circ$), не более	5%

В условиях Еленинского месторождения накоплен значительный опыт взрывных работ для рыхления полезного ископаемого многорядным короткозамедленным взрыванием с оптимальными по критерию максимальной производительности параметрами БВР: сетка скважин $3,0 \times 3,0$ м, диаметр скважин $d_c=120$ мм и удельный расход взрывчатого вещества $q_{вв}=1,2$ кг/м³. При данных параметрах взрывных работ происходит перемешивание слоев горной массы, в результате чего засорение некондиционным камнем достигает 18%. Следует отметить, что даже при тщательной се-

лективной выемке мрамора из забоя потеря кондиционного сырья снизить менее чем 12% не удастся. Также образуется большое количество мелкого камня фракцией 0-20 мм до 20%, который при грохочении отсеивается в грязевой отсев, непригодный для дальнейшего применения при производстве микрокальцитов. Выход товарного щебня фракцией 40-200 мм составляет 52%, а наличие включений черного и жёлтого мрамора в щебне в общем объеме составляет 10%.

Управление качеством полезного ископаемого для снижения его засорения в практике обеспечивается применением механического способа подготовки и отделения породы от массива или применением щадящего взрывания зарядов взрывчатых веществ.

Однорядное взрывание в современных трендах роста производительности карьеров по горной массе не рассматривается в качестве способа повышения эффективности горнодобывающего предприятия в силу объективно сдерживающих недостатков и факторов. Однако данный способ имеет неоспоримое преимущество в условиях применения на сложноструктурных месторождениях белого мрамора с зонами включений и с низкой стоимостью полезного ископаемого и возможностью организации фронта горных работ, вытянутого в плане. Основным преимуществом однорядного взрывания в указанных условиях является возможность обеспечить селективную выемку и достичь высокое качество подготовки пород к выемке по потребительским свойствам в соответствии с требованиями заказчика. При этом обеспечение требуемого объема горной массы достигается подготовкой узких и протяженных в плане буровзрывных блоков, что, в свою очередь, в стесненных условиях позволяет уменьшить ширину рабочих площадок до минимальных размеров.

С целью повышения качества мрамора высокой степени белизны для условий Еленинского месторождения рассмотрена целесообразность применения однорядного взрывания с последующим проведением опытно-промышленных испытаний. Управление качеством подготовки горных пород к выемке при использовании однорядного взрывания достигается путем регулирования следующих параметров: сетки скважин, удельного расхода и конструкции заряда взрывчатых веществ [72, 77, 126].

В работе для обеспечения проектной производительности карьера по полезному ископаемому при соблюдении заданных требований к качеству продукции произведено обоснование параметров однорядного взрывания для вариантов, предусматривающих изменение значений сетки скважин и удельного расхода ВВ.

В первом варианте предусматривалось расширение сетки скважин в диапазоне величин от 3,5 до 4,2 м. Во втором варианте – уменьшение удельного расхода в два раза. Третий вариант – комбинация двух предыдущих.

С целью подтверждения результатов моделирования были проведены опытно-промышленные испытания однорядного взрывания блоков в крест и вдоль простирания полезного ископаемого. Для этого разработаны паспорта БВР, представленные на рисунках 4.11 и 4.12. Согласно методике опытно-промышленных испытаний было взорвано 15 скважин в крест простирания и 30 скважин по простиранию полезного ископаемого с расстоянием между скважинами соответственно 3,5 и 4,2 м. Диаметр скважин 105 мм, удельный расход 0,6 кг/м³.

Поскольку границы темно-серых (черных) и жёлтых (доломитизированных) слоев мрамора хорошо определяются визуально, расстояние от них до ближайшей скважины принято 1,5 м. Следует отметить, что в отличие от многорядного взрывания при однорядном с целью обеспечения требуемого объема горной массы необходимо подготавливать узкие и протяженные в плане буровзрывные блоки.

Произведенный взрыв с обоснованными параметрами однорядного взрывания позволил обеспечить селективную выемку за счет оконтуривания полезного ископаемого на стадии подготовки горной массы к выемке и выборочного взрывания белого мрамора и включений.

В результате серии опытных взрывов получены следующие количественно-качественные показатели:

- разубоживание некондиционным сырьем – менее 9%;
- потеря кондиционной фракции при селективной отработке – 5%;
- образование мелкого камня фракцией 0-30 мм – менее 9%;
- выход габаритного куска камня фракцией 30-1500 мм – 86%;
- выход негабаритного куска камня фракцией более 1500 мм – 5%;
- выход товарного щебня фракцией 40-200 мм – 60%;
- включение черного и жёлтого камня в щебень – 4%.

Выкопировка с плана горных работ
для производства буровых работ по блоку № 29д гор+410.0м
карьер "ЕЛЕНА"

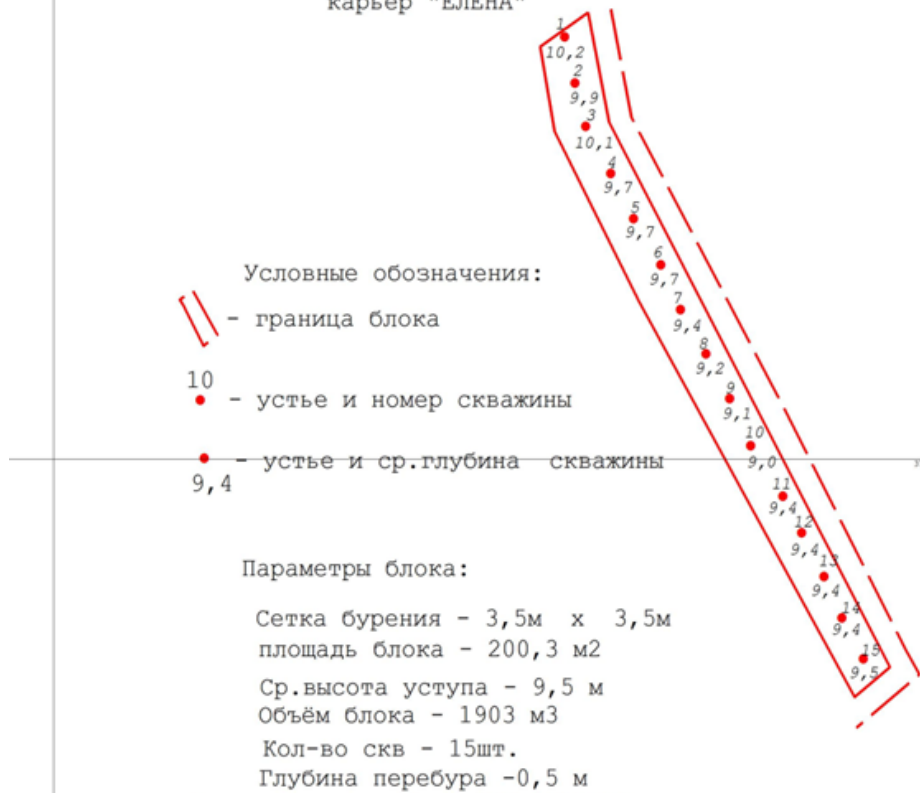


Рисунок 4.11 –
Паспорт однорядного
взрывания в крест
простираения мрамора

Выкопировка с плана горных работ
для производства буровых работ по блоку № 32д гор+400.0м
Карьер "ЕЛЕНА"

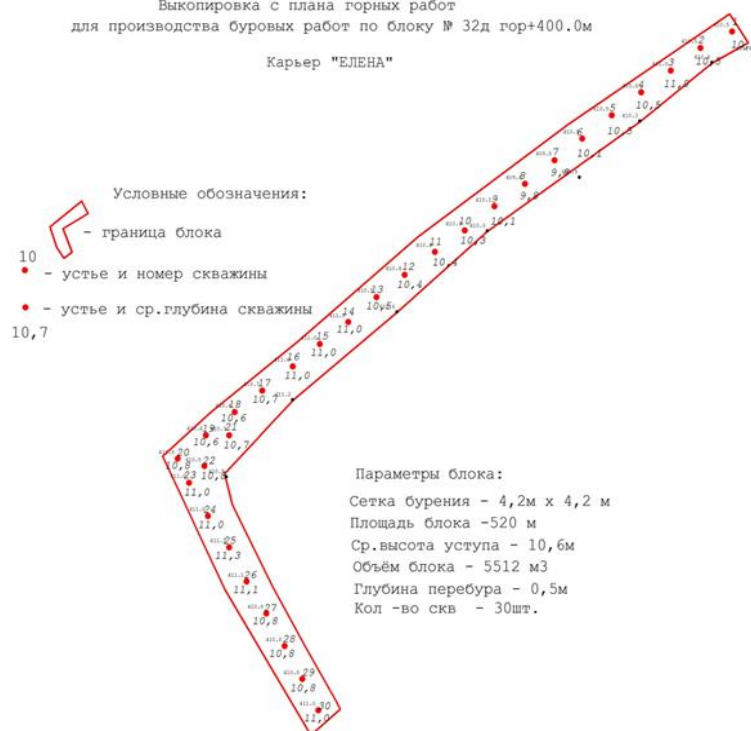


Рисунок 4.12 – Паспорт
однорядного взывания по
простираию мрамора

Кроме того подтверждено, что при однорядном взрывании достигается минимальное перемешивание пород горной массы и увеличение крупности ее кусков.

С целью определения экономической целесообразности однорядного взрывания на основе результатов опытно-промышленных испытаний выполнено экономико-математическое моделирование применения буровзрывных работ по критериям достижения максимальной прибыли (Π) горнодобывающего предприятия и обеспечения минимальной себестоимости (C) готовой продукции [70, 146, 263]:

$$\Pi = \Pi - \sum_{i=1}^n C_i \rightarrow \max ; \quad (4.2)$$

$$C = \frac{\sum C_i}{V} \rightarrow \min , \quad (4.3)$$

где Π – стоимость объема реализованной готовой товарной продукции, руб.; C_i – затраты на добычу при выполнении i -го технологического процесса, руб./м³; V – объем реализованной готовой товарной продукции, м³.

Кроме того, было произведено сравнение результатов использования однорядного взрывания с применяемой технологией буровзрывной подготовки при многорядном короткозамедленном взрывании.

Результаты экономической оценки подготовки пород к выемке при многорядном и однорядном взрывании представлены в таблице 4.9.

Таблица 4.9 – Сравнение результатов экономической оценки подготовки пород к выемке с помощью буровзрывных работ

Наименование показателей	Однорядное	Многорядное	Однорядное	Многорядное	Стоимость процесса БВР/цена продажи (без НДС), руб./м ³		Затраты/объем продаж/эффект в год (без НДС), млн руб.	
	%		м ³		Однорядное	Многорядное	Однорядное	Многорядное
Объем рыхления БВР	100		320 000		56	72	17,92	23,04
Отсев первичный (0-20 мм)	9	18	28 800	57 600				
Негабарит (+ 200 мм)	49	10	156 800	32 000	51		8	1,63
Выход товарной продукции			291 200	262 400				
Итого затраты на подготовку к выемке							25,92	24,67
Объем реализации			291 200	262 400	500		145,6	131,2
Валовая прибыль							119,68	106,53
Экономический эффект, руб. (%)	13 150 000 (11%)							

Таким образом, однорядное взрывание в контактных зонах сложно-структурных месторождений обеспечивает увеличение объема выхода из взорванного блока товарной продукции на примере месторождений мрамора фракцией 40-200 мм до 60% за счет снижения удельного расхода ВВ (до 50%) и расширения сетки скважин (до 15-29 %), при этом выход негабарита (+200 мм) увеличился в 5 раз. Кроме того, в результате технико-экономической оценки результатов опытно-промышленных испытаний установлено, что обеспечивается повышение эффективности предприятия на 11%, при снижении потерь до 5%, а разубоживания до 4 %.

Однако для повышения полноты освоения запасов сложноструктурных месторождений необходимо обеспечить разработку не только фракционного щебня, но и контактных зон с вредными включениями, которые добываются в пределах одного карьерного поля. Для этого необходимы исследования, направленные на применение технологий механической подготовки горных пород к выемке.

4.4. Разработка технологии механической дезинтеграции пород на контактных зонах горным оборудованием в условиях сложноструктурных залежей для снижения потерь и разубоживания при повышении качества товарной продукции

Совершенствование технологии подготовки пород к выемке при отработке сложных контактных зон с коэффициентом сложности залежи $\lambda = 0,3-0,8$ сложно-структурных залежей на примере добычи мраморного щебня на ряду с традиционным буровзрывным способом достигается применение безвзрывных технологий подготовки к выемке и погрузке горной массы.

Выбор безвзрывной технологии подготовки горных пород к выемке при отработке контактных зон включений месторождений во многом зависит от качества добытого полезного ископаемого (сортность, желтизна и белизна) на карьере, которое определяют зонированные участки при районировании месторождения.

Фрезерные комбайны Wirtgen Surfase Miner надежно сочетают операции по подготовке и выемке полускальных и скальных пород прочностью до 120 МПа [142-144].

Применение комбайнов и гидромолотов тяжелого класса, как основного оборудования подготовки и добычи, возможно лишь при добыче фракционного щебня для производства микрокальцита.

В работе рассмотрено направление исследования безвзрывной технологии подготовки мрамора к выемке – механическое рыхление тяжелыми гидромолотами и выемка из массива фрезерными комбайнами.

Данные варианты совершенствования технологий подготовки при добыче за счет применения фрезерных комбайнов и гидромолотов тяжелого класса были рассмотрены в работе на примере Еленинского месторождения мрамора.

Обоснование рациональной геотехнологии при отработке месторождений мрамора высокой степени белизны сводится к обеспечению минимума суммарных затрат на процессы подготовки горных пород к выемке и стадии дробления.

Оценка вариантов подготовки мрамора к выемке осуществлена на основе экономико-математического моделирования применения БВР и механического разрушения по критериям получения максимальной прибыли горнодобывающего предприятия и достижения минимальной себестоимости готовой продукции [70, 146, 163] по формулам (4.2) и (4.3).

Рассмотрены варианты безвзрывной подготовки и осуществлен выбор системы разработки по Н.В. Мельникову. На участке предусматривается применение транспортной системы разработки, включающей в себя цикличную четырех-процессную технологию:

1 вариант:

- механическое рыхление горной массы и выемочно-погрузочные работы совмещены (фрезерный комбайн), в зоне контакта выемка осуществляется погрузчиком;
- транспортирование (автотранспорт);
- отвалообразование и складирование (внешнее бульдозерное).

2 вариант:

- механическое рыхление горной массы (тяжелый гидромолот);
- выемочно-погрузочные работы (экскаватор типа мехлопата);
- транспортирование (автотранспорт);
- отвалообразование и складирование (внешнее бульдозерное).

Техническая задача первого варианта заключается в увеличении производительности открытых горных работ по горной массе при обеспечении минимизации простоя горнотранспортного оборудования и снижения разубоживания с целью повышения эффективности отработки месторождений белого мрамора.

Техническим результатом является повышение производительности карьера по горной массе путем создания принципиальной технологической схемы перемещения фрезерного комбайна в пределах рабочего горизонта и селективной выемки в контактных зонах вредных включений. Погрузка мраморного щебня со степенью белизны свыше 94% производится по конвейерной ленте через разгрузочную консоль в автосамосвалы. Фрезерный комбайн отсыпает породы включений в породный навал, после чего они погрузчиком перегружаются в средства автотранспорта и транспортируются в отвал (рисунок 4.13).

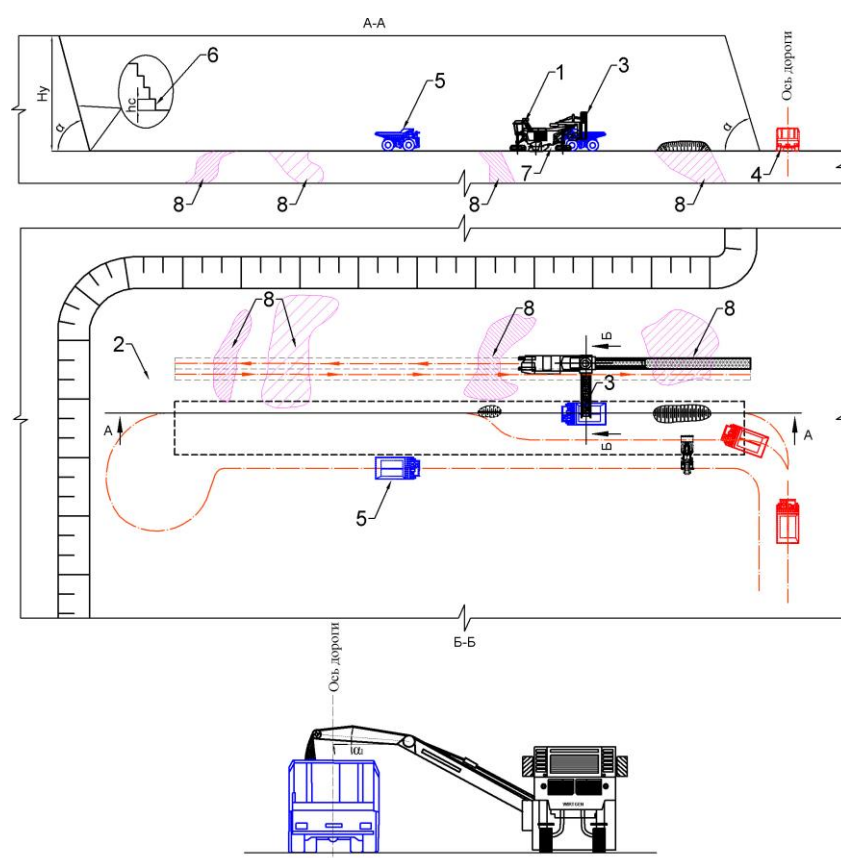


Рисунок 4.13 – Технологическая схема работы фрезерного комбайна в зоне контакта белого мрамора с вредными включениями:

- 1 – фрезерный комбайн; 2 – рабочий горизонт; 3 – разгрузочная консоль;
- 4 – автосамосвал под погрузкой; 5 – груженный автосамосвал; 6 – мощность слоя фрезерования; 7 – порожний автосамосвал, подготовленный к погрузке;
- 8 – вредные включения; 9 – ось направления перемещения фрезерного комбайна

Данная технологическая схема позволит минимизировать разубоживание и сократить эксплуатационные затраты горнодобывающих предприятий. Однако высокие капитальные затраты, невысокая производительность и обеспечение фронта большой протяженностью (более 150 м) ограничивает область применения фрезерных комбайнов на месторождения с небольшими размерами карьерного поля в плане.

Для повышения производительности карьера по добыче белого мраморного щебня с целью моделирования выбран второй вариант технической задачи, а именно применение гидромолота тяжелого класса. Гидромолоты условно классифицируются по мощности (таблица 4.10).

Таблица 4.10 – Классификация гидромолотов по мощности (энергии удара) рабочего инструмента

Класс гидромолота	Энергия удара рабочего инструмента, Дж
Малые	От 400 до 1 500
Средние	От 1 500 до 3 500
Тяжелые	Свыше 3 500

Технические характеристики гидромолотов, применяемых на карьерах России, представлены в таблице 4.11.

Таблица 4.11 – Технические характеристики гидромолотов, применяемых на карьерах России

Модели гидромолотов	Масса экскаватора, т	Масса гидромолота, кг	Энергия удара, Дж	Частота ударов в минуту	Длина инструмента, мм	Диаметр инструмента, мм	Производительность, тыс. м ³ /год
Малые							
Dongyang DYB-70	1,2-3	85	254	1200		45	87 000
«Гидромолот» НМ-100	2--8	150	400	600	300	52	105 000
«Традиция-К» Delta F-4	1-4	130	400	600-1200	250	49	102000
Dongyang DYB-300	4-7	264	620	500-800		68	108500
Steel Hand SHD 40	0,5-1,5	107	410	800-1230		40	93000
Komatsu JTHB65	7-8	820	1108	600-900	2106	112	115000
Средние							
«Традиция-К» Delta F-10	9-18	795	2443	450-800	565	140	178600
Komatsu JTHB100	14-20	1240	2217	930-1300	2489	110	198700
Indeco HP-1250	5..14	531	1250	570-1180		90	149800
Rammer 2577	10-19	870	1750	450-470		135	187500
Тяжелые							
Dongyang DHB-1400S	30-42	3020	12 110	250-400		160	415000
Indeco HP-5000	19-32	1973	5000	410-870		131	296000
Daemo S2500v		2200	7880	400		145	306000
Rammer 5011	34-55	870	9850	400-700		166	350000

На основе систематизации по классам и техническим характеристикам были определены и аппроксимированы зависимости изменения производительности гидромолота от ширины ленты откола (рисунок 4.14)

На основе полученных от ООО «УК ТЭК машины» данных по ведению подготовки горных пород к выемке тяжелым гидромолотом на месторождении известняка в карьере ООО «Восточные Берники» и графита на ООО «Тайгинский ГОК» было выполнено технико-экономическое моделирование (таблицы 4.12 и 4.13) [35, 70, 247], по результатам которого принято решение осуществить опытные испытания гидромолота для подготовки полезного ископаемого на Еленинском месторождении мрамора.

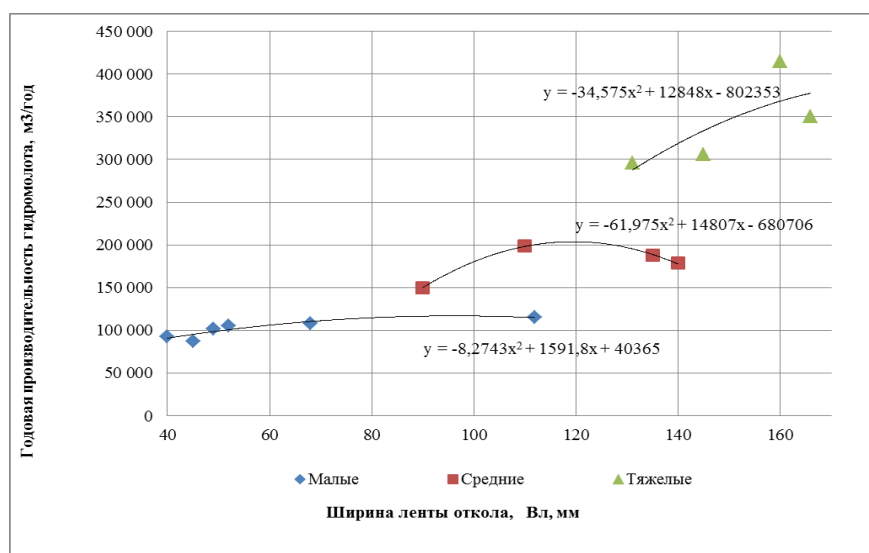


Рисунок 4.14 – Зависимости изменения производительности гидромолотов для различных классов от ширины ленты откола

Таблица 4.12 – Удельная стоимость работ при подготовке мрамора к выемке тяжелым гидромолотом

Наименование	%	Количество тонн	Стоимость работ, руб./т (без НДС)	Затраты на гидромолот в год, руб./год (без НДС)
Годовая производительность карьера по полезному ископаемому с учетом разубоживания	100	750 000,00	51	38 250 000,00
Отсев первичный (0-20 мм)	5%	37 500,00		
Выход товарной продукции		712 500,00		
Стоимость добычных работ в пересчете на одну тонну товарной продукции			53,68	

Таблица 4.13 – Потери полезного ископаемого и выход товарного продукта при подготовке к выемке гидромолотом

Наименование	%
Годовая производительность карьера по полезному ископаемому с учетом разубоживания	100%
Отсев первичный (0-20 мм)	5%
ДСУ	
Полезное ископаемое на дробление	100%
40-200 мм	70%
20-40 мм	18,5%
5-20 мм	7,5%
Вторичный отсев (0-5 мм)	4%

В работе обоснованы принципиальные схемы эффективного применения гидромолота (рисунки 4.15 и 4.16).

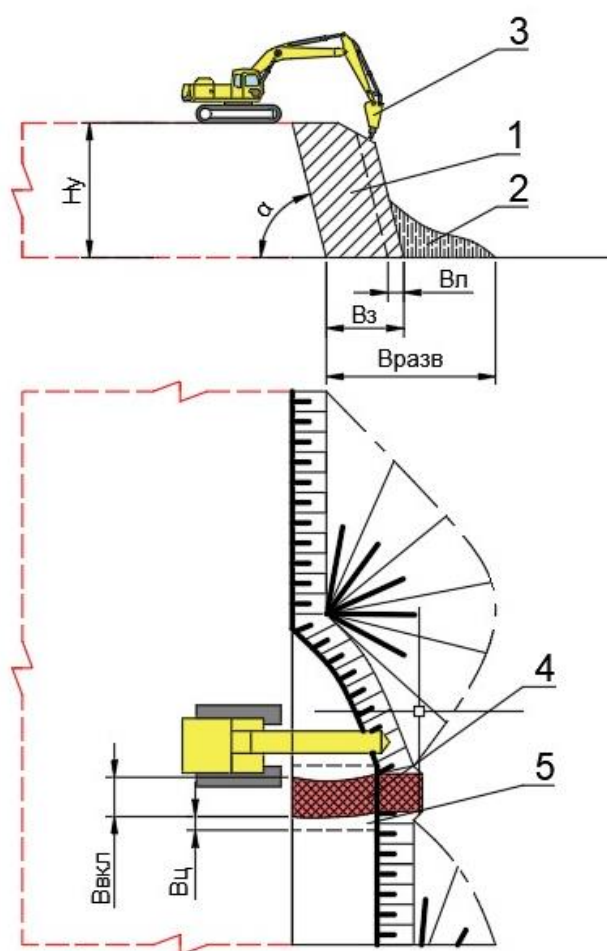
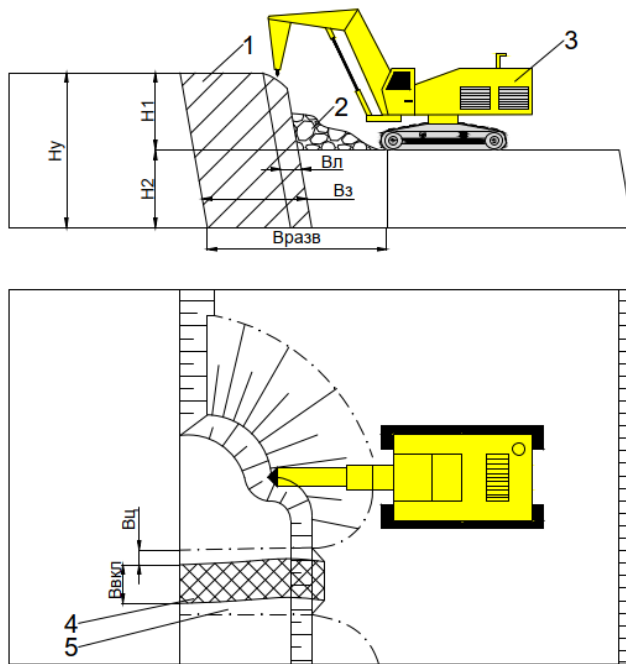


Рисунок 4.15 – Паспорт забоя с верхней постановкой тяжелого гидромолота на контакте полезного ископаемого с вредными включениями:

- 1 – участок массива полезного ископаемого;
- 2 – развал по полезному ископаемому;
- 3 – гидромолот;
- 4 – участок вредных включений;
- 5 – охранный целик;

H_y – высота уступа, м;
 H_1 и H_2 – высота подступа верхнего и нижнего соответственно, м;
 $V_з$ – ширина заходки, м;
 $V_л$ – ширина ленты откола, м;
 $V_{вкл}$ – мощность пропласта вредных включений, м;
 $V_{ц}$ – ширина охранный целика, м;
 $V_{разв}$ – ширина развала, м

Рисунок 4.16 – Паспорт забоя с нижней постановкой тяжелого гидромолота на контакте полезного ископаемого с вредными включениями:



- 1 – участок массива полезного ископаемого; 2 – развал по полезному ископаемому; 3 – гидромолот; 4 – участок вредных включений; 5 – охранный целик;
- H_y – высота уступа, м;
 H_1 и H_2 – высота подступа верхнего и нижнего соответственно, м;
 $B_з$ – ширина заходки, м;
 $B_л$ – ширина ленты откола, м;
 $B_{вкл}$ – мощность пропласта вредных включений, м; $B_ц$ – ширина охранный целика, м; $B_{разв}$ – ширина развала, м

Для повышения выхода фракционного мраморного щебня с показателем белизны $\geq 94\%$ необходимо на контакте с зоной включений серого (доломотизированного известняка) и желтого (ожелезненного мрамора) оставлять целик шириной, равной двум и более откалываемым лентам при работе тяжелого гидромолота :

$$B_ц \geq 2B_л, \quad (4.8)$$

где $B_ц$ – ширина охранный целика, м; $B_л$ – ширина откалываемой ленты, м.

Последовательность отработки зоны контакта следующая:

1 – отрабатывается массив белого мрамора с обеих сторон зоны включения с оставлением целика;

2 – отрабатывается зона включений серого (доломотизированного известняка) и желтого (ожелезненного мрамора) с охранным целиком белого мрамора.

Таким образом, технико-экономическое моделирование показало, что применение гидромолота тяжелого класса при разработке сложных контактных зон сложноструктурных месторождений мрамора обеспечивает снижение эксплуатационных затрат на подготовку пород к выемке за счет минимизации

потерь. Так, для условий Еленинского месторождения увеличение выхода товарной продукции составило 16 %, в том числе по сортам.

Для повышения ассортимента готовой продукции и производительности добычи полезного ископаемого сложноструктурных месторождений и достижений требований к качеству раздробленной горной массы, а именно максимального выхода фракции 40-200 мм, необходимо выполнить исследования по определению технологии и оптимальных параметров процесса подготовки горных пород к выемке при комплексном освоении природных ресурсов.

4.4. Разработка технологии подготовки сложноструктурного массива строительного камня при комплексном освоении участка недр для получения товарной продукции в виде блоков и щебня на одном месторождении

Для обеспечения комплексного освоения участка недр сложноструктурных месторождений, когда необходимо изолировать заранее районированные участки от воздействия взрывных работ на смежных участках, требуется обоснование конструкции и параметры БВР с применением защитных экранов. Наиболее сложным случаем являются месторождения природного камня (гранит, известняк, мрамор и др.), когда необходимо на одном участке недр вести добычные работы двумя взаимоисключающими технологиями с целью выхода щебня данной фракции и с сохранением участка для добычи блочного камня. На других сложноструктурных месторождениях данное ограничение представлено для случая сохранения зон с разными сортами, требующими дробления с различным гранулометрическим составом.

В работе на примере мрамора высокой степени белизны предложены технико-технологические решения, обеспечивающие совмещение способов подготовки пород к выемке с увязкой параметров применяемого горного оборудования, включающие применение буровзрывных работ, карьерного комбайна, тяжелого гидромолота, алмазно-канатных и баровых камнерезных машин. Данные способы предусматривают следующую специфику ведения горных работ в зависимости от районирования месторождения:

1. По глубине (зонирование в вертикальной плоскости):

- вышележащий выветрелый слой мрамора подготавливается к выемке при помощи БВР;
- нижний слой массива с балансовыми запасами мрамора с коэффициентом выхода кондиционного товарного блока обрабатывается алмазно-канатными и баровыми камнерезными машинами;
- промежуточный слой, частично нарушенный взрывом, а также участки с сильнотрециноватым массивом обрабатываются с применением карьерного комбайна.

2. По развитию фронта работ (зонирование в горизонтальной плоскости):

- участок массива по высоте (кратный высоте) уступа с балансовыми запасами мрамора при коэффициенте выхода кондиционных товарных блоков обрабатывается алмазно-канатными и баровыми камнерезными машинами;
- слой, включающий демпферную подушку между участками блочного мрамора и щебня; а также контакты включений ожелезненного мрамора и доломитизированного известняка, частично нарушенные взрывом, обрабатываются карьерным комбайном или тяжелым гидромолотом;
- участок добычи мраморного щебня обрабатывается по традиционной четырехциклической технологии и подготавливается к выемке горной массы буровзрывным способом.

При добыче в пределах одного карьерного поля блочного камня и мраморного щебня особые условия предъявляются к проектированию и производству БВР. При этом возможно два варианта пространственного расположения участков блочного камня и массива пород для получения щебня: участок блочного камня расположен ниже участка выполнения буровзрывных работ; участок блочного камня расположен на одном горизонте ведения горных работ.

На основе систематизации горно-геологических условий основных месторождений России с запасами мрамора высокой степени белизны разработаны технологические схемы подготовки пород к выемке, создания защитных конструкций в зависимости от принятой схемы вскрытия и системы разработки, с учетом обеспече-

ния одновременной отработки запасов участков блочного камня и мраморного щебня.

В работе на основании предложенной в п. 2.4. методики районирования месторождения белого мрамора по трещиноватости, белизне и другим критериям качества товарной продукции установлены две принципиальные схемы вскрытия, исходя из пространственного положения участков для добычи блочного камня и мраморного щебня (рисунки 4.17 и 4.18):

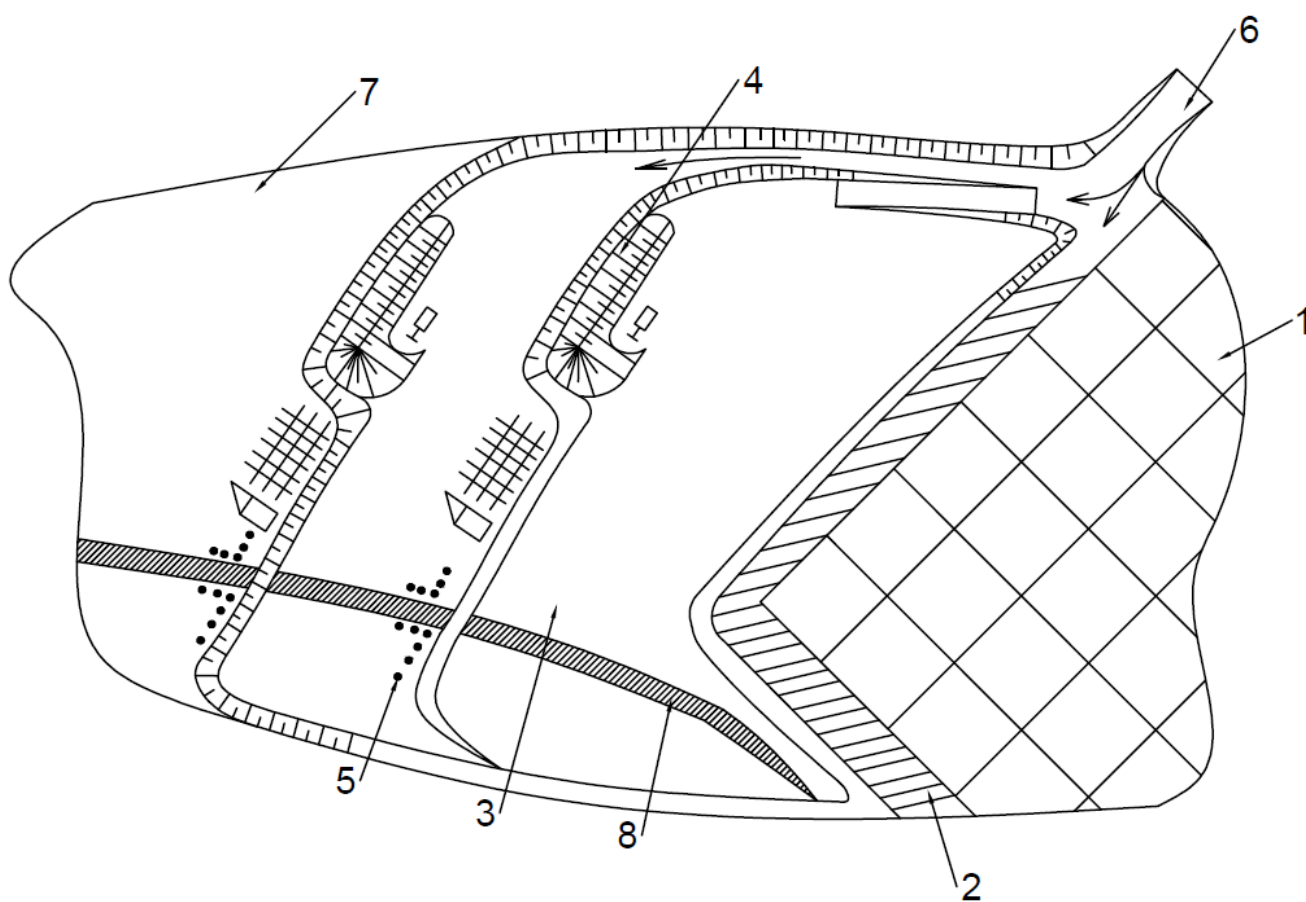


Рисунок 4.17 – Схема расположения участка блочного камня, имеющего общую границу с периметром карьерного поля:

- 1 – участок месторождения с блочным камнем; 2 – целик (демпферная подушка); 3 – участок месторождения для добычи щебня; 4 – технология БВР с применением многорядного КЗВ; 5 – технология БВР с применением однорядного взрывания; 6 – схема вскрытия месторождения; 7 – лицензионный участок месторождения; 8 – включения темного (желтого) мрамора

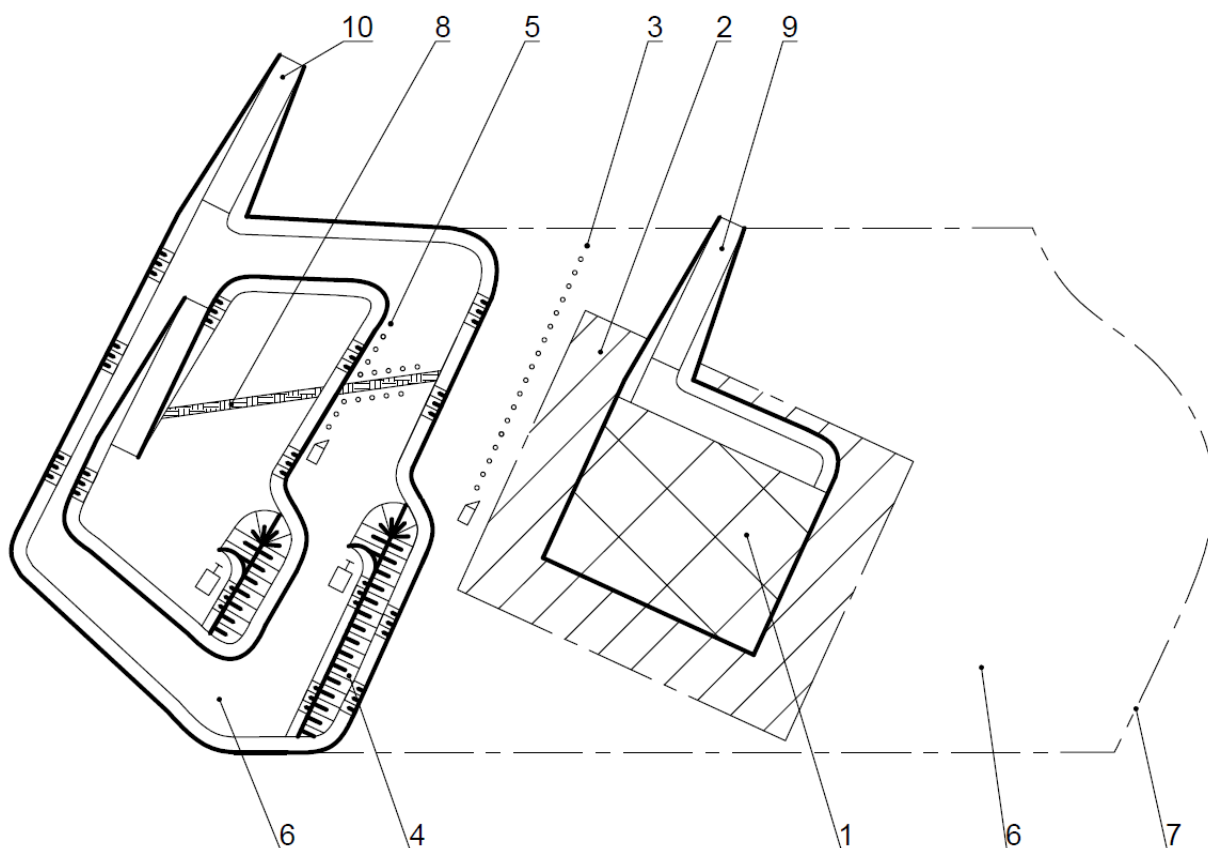


Рисунок 4.18 – Схема расположения участка блочного камня, не имеющего границу с периметром карьерного поля:

- 1 – участок месторождения с блочным камнем; 2 – целик (демпферная подушка); 3 – демпфер в виде щели из холостых скважин или взрывных скважин малого диаметра; 4 – технология БВР с применением многорядного КЗВ; 5 – технология БВР с применением однорядного взрывания; 6 – участок месторождения для добычи щебня; 7 – лицензионный участок месторождения; 8 – включения темного (желтого) мрамора; 9 – схема вскрытия участка с блочным камнем; 10 – схема вскрытия участка месторождения для добычи щебня

– 1-й вариант предусматривает расположение участка блочного камня, имеющего общую границу с периметром карьерного поля, где применяется одна схема вскрытия, обеспечивающая одновременный транспортный доступ к запасам блочного камня и мраморного щебня;

– 2-й вариант предусматривает расположение участка блочного камня, не имеющего границу с периметром карьерного поля, где районированные участки вскрываются отдельными схемами вскрытия, обеспечивающие независимые транспортные выходы на поверхность.

Для обеспечения совмещения работ блочного камня и мраморного щебня предлагается использовать защитные демпферы. При этом следует отметить, что охраняемой зоной является участок с запасами высокодекоративного блочного камня. В зависимости от пространственного положения данного участка демпфер условно разделен на вертикальный и горизонтальный (рисунок 4.19).

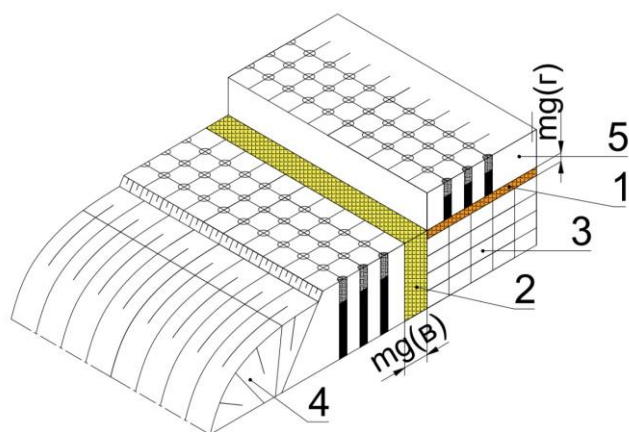


Рисунок 4.19 – Схема пространственного расположения демпфера:

- 1 – горизонтальный демпфер;
- 2 – вертикальный демпфер;
- 3 – участок недр с запасами высокодекоративного блочного камня;
- 4 – участок добычи мраморного щебня;
- $m_{q(г)}$ – мощность горизонтального демпфера;
- $m_{q(в)}$ – мощность вертикального демпфера

Горизонтальный демпфер может быть организован только оставлением предохранительного целика, величина которого определяется с учетом воздействия БВР ниже донной части заряда и запаса прочности.

В отличие от горизонтального демпфера, вертикальный может быть реализован не только в виде предохранительного целика, но и различной конструкции демпфера с учетом негативного воздействия упругих и сейсмических волн (рисунок 4.20).

Существующая методическая база определения параметров БВР не предусматривает возможности определения одновременного воздействия скважинного заряда в донной его части и околоскважинной зоне.

В работе для определения параметров демпфера, изолирующего участки блочного камня от участков с применением буровзрывных работ, предложено использование принципов расчета параметров БВР, базирующихся на учете трещиноватости и упругих характеристик массива, диаметра заряда и его конструкции, типов ВВ.

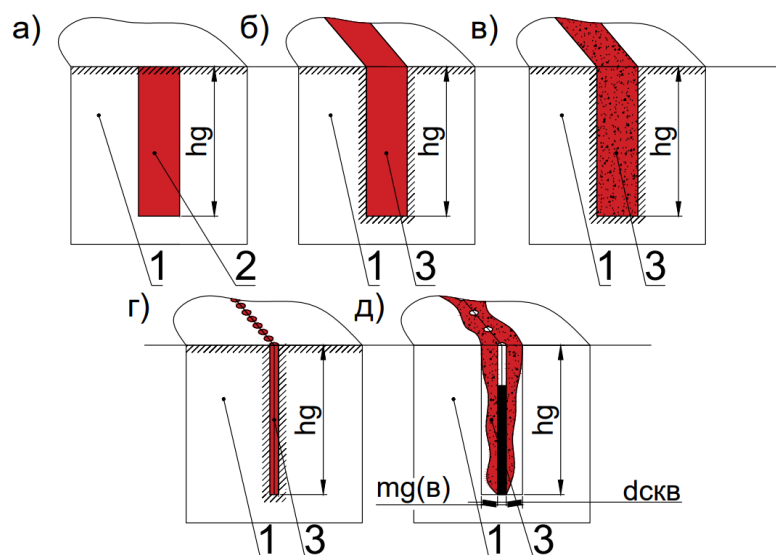


Рисунок 4.20 – Конструкции вертикального демпфера:
 а – целик; б – траншея (выемка); в – траншея (выемка), заполненная инертным наполнителем; г – холостые скважины; д – контурное взрывание; $m_{q(в)}$ – мощность вертикального демпфера, м; h_q – глубина вертикального демпфера, м; $d_{скв}$ – диаметр скважины, м; 1 – охраняемый участок массива (блочный камень) с акустической жесткостью $\rho_1 C_{p1}$; 2 – целик с акустической жесткостью $\rho_1 C_{p1}$; 3 – демпфер с акустической жесткостью $\rho_2 C_{p2}$

Методика, предложенная в «Технических правилах ведения взрывных работ в энергетическом строительстве» [226]:

$$h = h_0 \cdot K_{ш} \cdot K_{нт} \cdot d, \quad (4.9)$$

где h – мощность нарушенной зоны, мм; h_0 – относительная глубина нарушения массива при взрыве (в диаметрах заряда), принимаемая по таблице 4.14; $K_{ш}$ – коэффициент, учитывающий среднюю ширину раскрытия трещин в массиве, принимаемый по таблице 4.15; $K_{нт}$ – коэффициент, учитывающий направление основной системы трещин в массиве, значения которых даны в таблице 4.16; d – диаметр заряда, мм (принимается равным диаметру скважины).

Таблица 4.14 - Относительная глубина нарушения массива по оси скважин

Класс грунтов	Относительная глубина нарушения массива при взрыве в массивах категории трещиноватости		
	II	III	IV-V
Ia	4,5	3,0	2,5
Iб	6,5	4,5	3,5
II	10,0	5,5	4,0
III	18,0	11,5	8,5

Таблица 4.15 – Поправка на ширину раскрытия трещин в массиве

Категория трещиноватости массива	Значения $K_{ш}$ при средней ширине раскрытия трещин в массиве, мм			
	менее 0,5	0,5 - 1	1 - 2	2 - 5
I - II	0,7	1,0	1,3	1,7
III	1,0	1,0	1,2	1,7
IV - V	1,0	1,0	1,0	1,3

Таблица 4.16 – Значения $K_{нт}$ в зависимости от направления трещин в массиве

Направление основных систем трещин в массиве	Горизонтальное и субгоризонтальное (до 15°)	Вертикальное и субвертикальное (70° и более)	Наклонное (15° - 70°)	Отсутствие господствующей системы
Значения $K_{нт}$	0,8	1,3	1,0	1,0

Таблица 4.17 – Классификация скальных грунтов по сопротивляемости трещинообразованию при взрыве

Класс грунтов	Генезис и тип грунтов	Показатели свойств грунтов в образцах					Группа грунтов по СНИП (ориентировочно)
		Прочность на сжатие, Мпа	Плотность, 10 ³ кг/м ³	Скорость продольных упругих волн, км/с	Коэффициент Пуассона	Отношение прочности на растяжение к прочности на сжатие	
Ia	Интрузивные основные и метаморфические грунты с весьма высокой сопротивляемостью трещинообразованию: базальты, габбро, диабазы, порфиры, кварциты, кристаллические сланцы	Более 100	2,65 - 3,7	5,0 - 6,5	0,15 - 0,3	0,09 - 0,15	IX - XI
Iб	Интрузивные кислые грунты с высокой сопротивляемостью трещинообразованию: граниты и гранитоиды	Более 100	2,6 - 2,8	4,0 - 6,0	0,15 - 0,2	0,045 - 0,06	IX - XI
II	Метаморфические и осадочные грунты средней сопротивляемости трещинообразованию: известняки, доломиты, гнейсы, мрамор, песчаник	50 - 100	2,6 - 2,8	3,8 - 5,5	0,2 - 0,35	0,07 - 0,12	VII - VIII
III	Осадочные грунты с малой сопротивляемостью трещинообразованию: алевролиты, аргиллиты, слабосцементированные песчаники	Менее 50	2,3 - 2,65	3,8 - 5,0	0,3 - 0,36	0,07 - 0,10	IV - VI

В соответствии с методикой и физико-механическими свойствами мрамора высокой степени белизны был выполнен расчет мощности нарушенной зоны в донной части скважины в зависимости от конструкции зарядов (рисунок 4.21, а) и применяемых диаметров взрывных скважин (таблица 4.18).

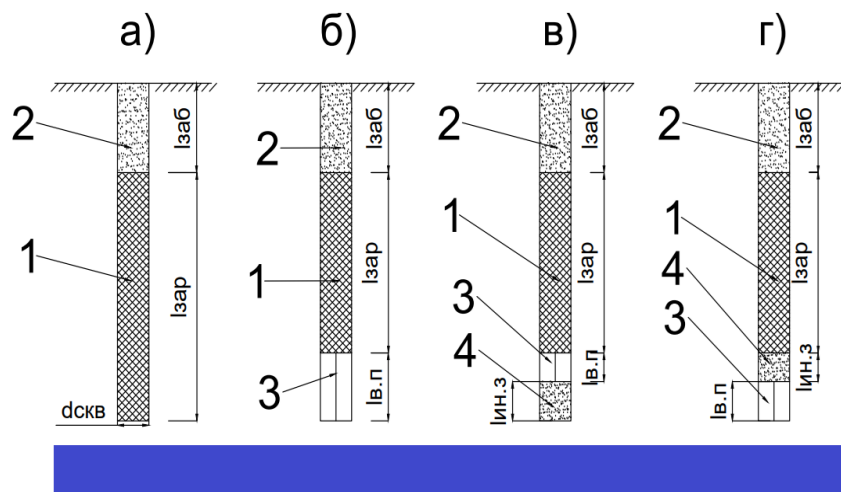


Рис. 4.21 – Конструкция зарядов в донной части скважины:

а – сплошной колонковый заряд; б – заряд на воздушной подушке; в – воздушный промежуток между зарядом и инертным наполнителем; г – инертный наполнитель между зарядом и воздушным промежутком; 1 – заряд ВВ; 2 – забойка скважины; 3 – воздушный промежуток; 4 – промежуток с инертным наполнителем; $l_{зар}$ – длина заряда в скважине; $l_{заб}$ – длина забойки в скважине; $l_{в.п.}$ – длина воздушного промежутка, м; $l_{ин.нал.}$ – длина инертного наполнителя, м

Таблица 4.18 – Расчет мощности нарушенной зоны в донной части скважины для сплошного колонкового заряда в зависимости от его диаметра

Диаметр заряда d, мм	Коэффициент, учитывающий среднюю ширину раскрытия трещин в массиве $K_{ш}$	Коэффициент, учитывающий направление основной системы трещин в массиве $K_{нт}$	Мощность нарушенной зоны h, мм	Относительная глубина нарушения массива при взрыве (в диаметрах заряда) h_0
110	1,0	0,8	352	4,0
135	1,0	0,8	432	4,0
175	1,0	0,8	560	4,0
190	1,0	0,8	608	4,0
215	1,0	0,8	688	4,0
235	1,0	0,8	752	4,0
250	1,0	0,8	800	4,0

Следует отметить, что недостатками данной методики являются: отсутствие учета влияния характеристик взрывчатого вещества на размеры зоны разрушения;

отсутствие учета влияния конструкции и параметров заряда на размеры зоны разрушения; невозможность оценить распространение трещиноватости в донной части заряда при расчете зоны нарушения массива.

Таким образом, данная методика не позволяет в полной мере оценить зону распространения трещиноватости в массиве горных пород, которая, в свою очередь, негативно влияет на сохранение природной трещиноватости массива блочного камня. Кроме того, данная методика определяет параметры только колонкового заряда и не учитывает его конструкцию.

Для учета конструкции заряда при определении мощности демпферной подушки в работе предложена методика, базирующаяся на принципах, представленных в исследования Алексева А.М. [8]:

$$r_{сж} = 60 \cdot d_3 \frac{\sqrt{\gamma_{вв}}}{\sqrt[3]{([V_{сж}] \cdot K_d)^2 \sqrt{1 + \frac{l_d}{l_3}}}}, \quad (4.10)$$

где $r_{сж}$ – размер зоны трещинообразования, м; d_3 – диаметр заряда (скважины), м; $\gamma_{вв}$ – плотность ВВ в заряде, т/м³; $\gamma_{вод}$ – плотность воды ρ в, т/м³; K_d – коэффициент динамичности, характеризующий относительное увеличение разрушающей нагрузки при динамическом нагружении по сравнению с сжимающей нагрузкой при нагружении квазистатическом (1,25 - 2); l_d – длина демпфера в скважине, м; l_3 – длина заряда в скважине; $[V_{сж}]$ – допустимая скорость смещения, соответствующая статическому пределу прочности на сжатие, м/с,

$$[V_{сж}] = \frac{0,1 \cdot \sigma_{сж}}{\gamma \cdot C_p}, \quad (4.11)$$

где C_p – скорость звука в породе, км/с; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие, МПа; γ – объемная масса породы, т/м³.

В работе проведены исследования влияния высоты заряда и высоты воздушного промежутка в зависимости от конструкции заряда в скважине на величину зоны трещиноватости. Результаты моделирования воздействия конструкции заряда (рисунок 4.21, б) на величину разрушаемой зоны его воздействия представлены в таблице 4.19.

Таблица 4.19 – Расчет зоны трещинообразования по методике Алексева

Диаметр скважины d, мм	Плотность ВВ в заряде, $\gamma_{ВВ}$, т/м ³					Коэф. динамичности K_d (1,25 - 2)	Глубина скважины h, м	Длина демпфера L_d , м	Допустимая скорость смещения $[V_{сж}]$, м/с	Предел прочности породы на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	Объемная масса ГП γ , т/м ³	Скорость звука в породе c_p , км/с	Размер зоны трещинообразования в соответствии с исследуемым ВВ $r_{сж}$, м				
	Гранулит АС-4	Гранулит АС-8	Гранулотол	Сибирит 1200	Акватол Т-10МС								Гранулит АС-4	Гранулит АС-8	Гранулотол	Сибирит 1200	Акватол Т-10МС
а) воздушная подушка длиной 1,0 м																	
110	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,46	0,47	0,48	0,52	
135	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,54	0,56	0,57	0,61	
175	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,71	0,73	0,75	0,80	0,93
190	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,79	0,81	0,83	0,90	1,04
215	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,87	0,90	0,92	0,99	1,15
235	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,95	0,98	1,01	1,09	1,26
250	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	1,00	4,34	72,00	2,70	6,15	1,04	1,07	1,10	1,18	1,37
б) воздушная подушка длиной 0,5 м																	
110	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	0,48	0,49	0,50	0,54	
135	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	0,56	0,58	0,60	0,64	
175	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	0,74	0,76	0,78	0,84	0,97
190	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	0,82	0,85	0,87	0,94	1,09
215	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	0,91	0,94	0,96	1,03	1,20
235	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	1,00	1,03	1,05	1,13	1,31
250	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,50	4,34	72,00	2,70	6,15	1,08	1,11	1,14	1,23	1,43
в) воздушная подушка отсутствует (сплошной колонковый заряд)																	
110	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,50	0,51	0,52	0,56	
135	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,59	0,60	0,62	0,67	
175	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,77	0,79	0,81	0,87	1,01
190	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,86	0,88	0,90	0,97	1,13
215	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	0,95	0,97	1,00	1,08	1,25
235	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	1,04	1,07	1,10	1,18	1,37
250	0,85	0,9	0,95	1,10	1,48	1,40	10,00	0,00	4,34	72,00	2,70	6,15	1,13	1,16	1,19	1,28	1,49

В работе в результате моделирования установлены зависимости изменения мощности горизонтального демпфера в диаметрах заряда с учетом принятой его конструкции (рисунки 4.22 – 4.24).

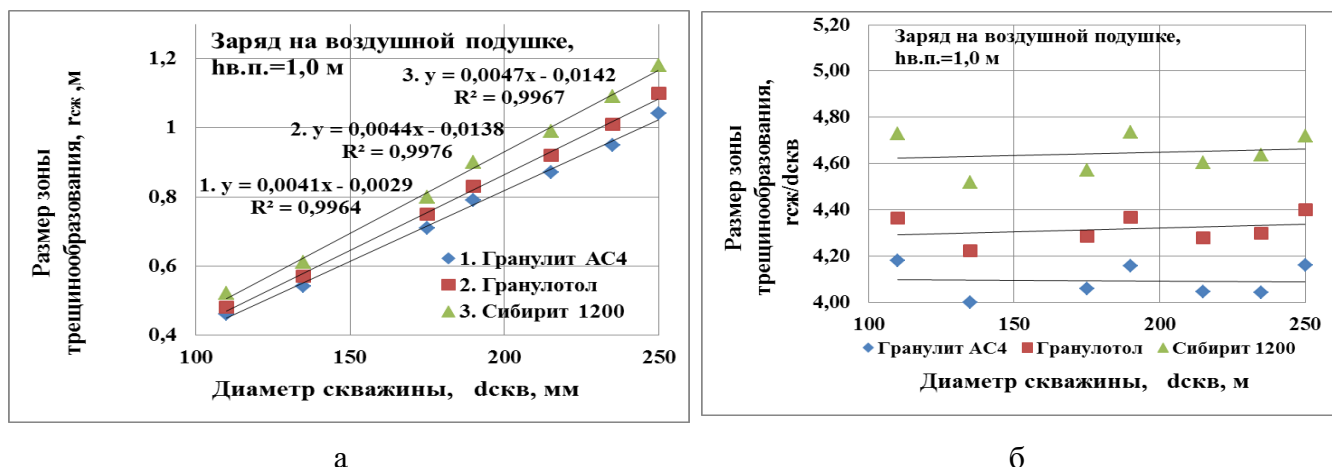


Рисунок 4.22 – Зависимости изменения мощности горизонтального демпфера (размер зоны трещинообразования, м) в диаметрах заряда от принятой конструкции скважинного заряда на воздушной подушке ($h_{в.п.}=1,0$ м) и типов взрывчатых веществ:
а – мощность горизонтального демпфера, м; б – мощность горизонтального демпфера в диаметрах заряда

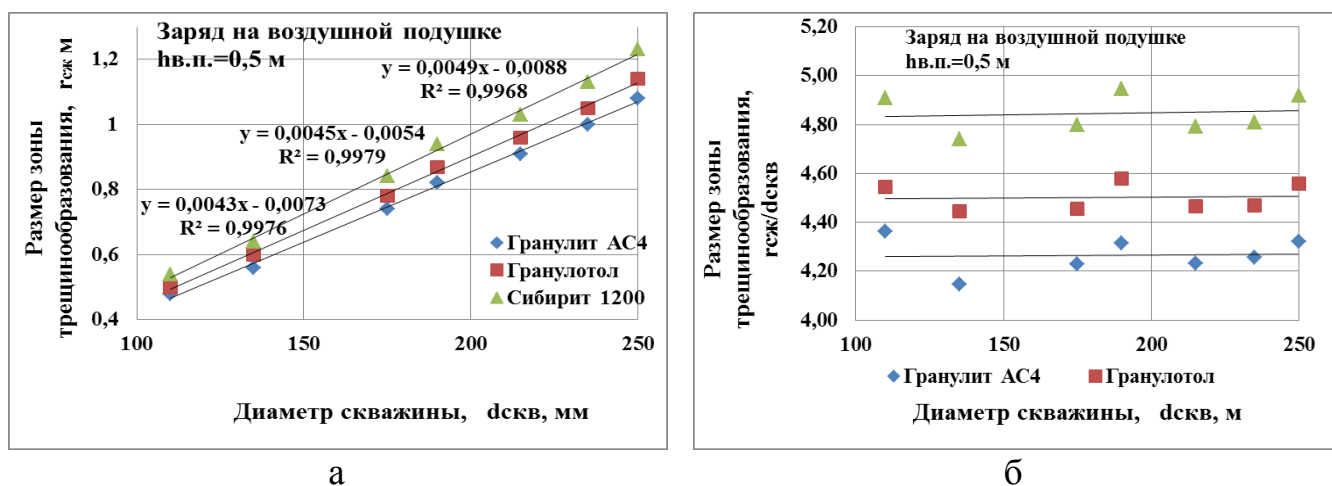


Рисунок 4.23 – Зависимости изменения мощности горизонтального демпфера (размер зоны трещинообразования, м) в диаметрах заряда от принятой конструкции скважинного заряда на воздушной подушке ($h_{в.п.}=0,5$ м) и типов взрывчатых веществ:
а – мощность горизонтального демпфера, м;
б – мощность горизонтального демпфера в диаметрах заряда

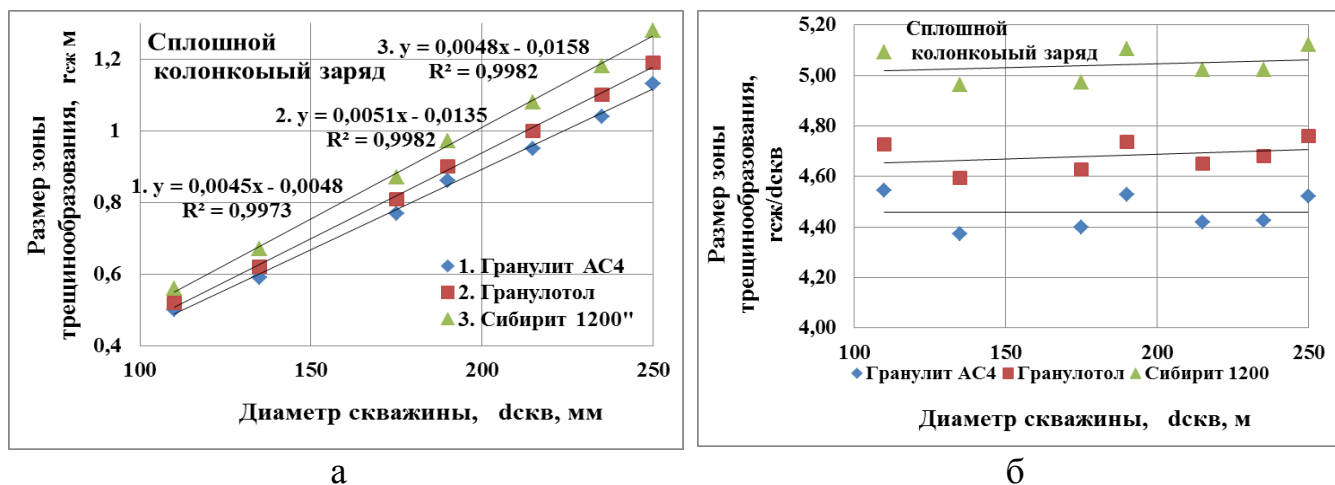


Рисунок 4.24 – Зависимости изменения мощности горизонтального демпфера (размер зоны трещинообразования, м) в диаметрах заряда для сплошного колонкового заряда в зависимости от типов взрывчатых веществ:

а – мощность горизонтального демпфера, м;

б – мощность горизонтального демпфера в диаметрах заряда

В результате полученных зависимостей мощности горизонтального демпфера, представленных на рисунках 4.22 – 4.24, установлено что конструкция заряда на воздушной подушке уменьшает зону трещинообразования в донной части по сравнению со сплошным колонковым зарядом до 12%, а ее величина составляет от 4 до 5 диаметров скважинного заряда в зависимости от типов взрывчатых веществ. Величина демпферной подушки находится в прямо пропорциональной зависимости от диаметра скважинного заряда.

Предложенные способы определения параметров горизонтальных демпферов не применимы для расчета мощности вертикального демпфера.

В работе для определения мощности вертикального демпфера при различных типах применяемого ВВ предложена методика, основанная на принципах, заложенных Андриевским А.П. и Зуевым А.Е. [9].

$$R_T = 0.2102 \cdot d \cdot \rho^{0.75} \cdot D^{1.5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5} \cdot K_c^{-0.5}, \quad (4.12)$$

где R_T – радиус зоны трещин, м; d – диаметр скважины, м; ρ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации, м/с; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород при одноосном сжатии, Па; $\tau_{ср}$ – предел прочности пород на срез, Па; K_c – коэффициент структурного ослабления взрываеваемого трещиноватого массива, доли единицы (по справочным данным для мрамора коэффициент принять равным 0,7).

Данная методика учитывает не только влияние параметров горных пород и диаметра заряда, но и характеристики взрывчатого вещества (таблица 4.20) на радиус зоны трещинообразования.

Таблица 4.20 – Наименования и характеристики взрывчатых веществ

Название ВВ	Удельная теплота сгорания Q, кДж/кг	Плотность ВВ в заряде ρ , г/см ³	Критический диаметр d_k , мм	Кислородный баланс, %	Объем газов V_g , л/кг	Скорость детонации V_d , км/с	Коэффициент ВВ
Гранулит АС-8	5191	0,9	70 - 100	0,34	847	3,0 - 3,6	1,05
Гранулит АС-4	4522	0,85	100 - 120	0,41	907	2,6 - 3,5	1,13
Гранулотол	3642	0,9 - 0,95	10 - 15	74	1045	5,5 - 6	1
Сибирит 1200	2580	0,8-1,25	20-25	-4,8	1097	5,7-5,9	0,8
Акватол Т-10МС	3680	1,46 - 1,50	160	3	960	5,1	0,93

Для более репрезентативной выборки были рассмотрены различные типы ВВ с различными скоростями детонации и плотностью зарядов.

Зоны трещиноватости в донной части заряда зависят от площади воздействия заряда и определяются его диаметром. Пределы прочности белого мрамора приняты на основе усредненных геологических данных месторождений Полоцкое, Еленинское и Коелгинское, коэффициент структурного ослабления массива горной породы принят по справочной литературе. Коэффициент структурного ослабления массива для мрамора принят по нижнему пределу значения, равного 0,7, поскольку данное условие является наиболее неблагоприятным. Расчет зоны трещинообразования для различных диаметров скважин и типов ВВ представлен в таблице 4.21. С целью определения зоны трещинообразования в работе проведены исследования по установлению зависимости ее мощности от диаметра зарядов для различных типов ВВ (рисунок 4.25).

В результате анализа зависимости, представленной на рисунке 4.25, установлено, что мощность демпферной подушки для скважинных зарядов диаметром 160 мм при использовании Гранулита АС-4 составит 3,4 м.

Кроме того, на основании данных, представленных в таблице 4.21, установлено, что на месторождениях природного камня при его совместной отработке с

участками разработки мраморного щебня целесообразным является применение низкобризантных ВВ с низкой плотностью заряжения.

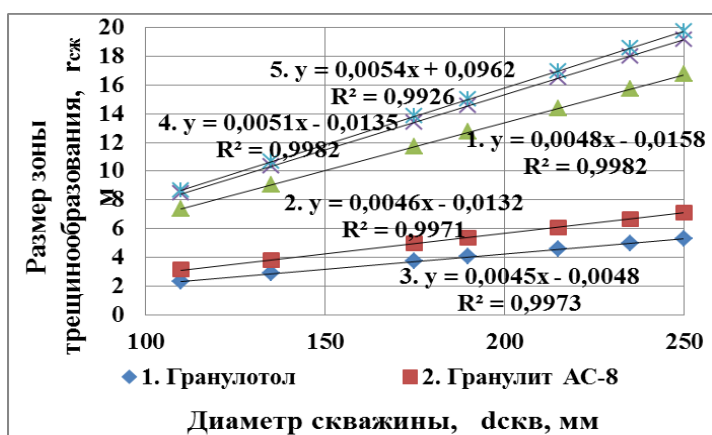


Рисунок 4.25 – График зависимости мощности зоны разрушения массива от диаметра скважины для различных типов ВВ

Таблица 4.21 – Расчет зоны трещинообразования для различных типов ВВ и диаметра скважин

Диаметр скважины d, мм	Предел прочности пород при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	Предел прочности пород на срез $\tau_{ср}$, Па	Коэффициент структурного ослабления взрываемого трещиноватого массива K_c , д.ед	Радиус зоны трещинообразования для различных типов ВВ, м				
				Гранулотол	Гранулит АС-8	Гранулита АС-4	Сибирит 1200	Акватол Т-10МС
110	72	9	0,7	7,36	3,12	2,33	8,44	8,69
135	72	9	0,7	9,04	3,82	2,86	10,35	10,67
175	72	9	0,7	11,72	4,96	3,71	13,42	13,83
190	72	9	0,7	12,72	5,38	4,03	14,57	15,01
215	72	9	0,7	14,39	6,09	4,56	16,49	16,99
235	72	9	0,7	15,73	6,66	4,98	18,03	18,57
250	72	9	0,7	16,74	7,08	5,30	19,18	19,75

Таким образом, при использовании буровзрывных работ над охраняемым участком выделяется демпфер, который отрабатывается без взрыва и является защитным экраном от действия взрывных нагрузок.

Мощность демпфера зависит, с одной стороны, от параметров взрывных работ, с другой – от мощности и характеристик слоев и межслоевых контактов, перекрывающих сохраняемую зону.

Поскольку месторождения строительного камня, имеющие участки для добычи блоков, с технологической точки зрения являются наиболее сложными при комплексном освоении участков недр, необходимо разработать алгоритм выбора технологии подготовки пород к выемке природного сложноструктурного массива с целью одновременной добычи блочного и фракционного камня.

4.5 Алгоритм выбора технологии подготовки пород к выемке сложноструктурного массива при комплексном освоении участка недр

Для обеспечения комплексного освоения участка недр на примере месторождений мрамора высокой степени белизны в работе рассмотрены технологии, обеспечивающие совмещение способов подготовки с увязкой параметров применяемого горного оборудования, включающие использование буровзрывных работ, карьерного комбайна, тяжелого гидромолота, алмазно-канатных и баровых камнерезных машин. Данные способы рассмотрены с точки зрения технологичности, производительности и безопасности для получения продукции высокой ценности.

Обоснование применения различных технологий подготовки пород к выемке на месторождении белого мрамора осуществляется в зависимости от районирования месторождения и оценки максимальной прибыли предприятия.

Выбор рациональной технологии подготовки и определение ее оптимальных параметров осуществляются в соответствии с разработанным алгоритмом, представленным на рисунке 4.26, который предусматривает следующую последовательность:

- сбор и подготовка исходных данных, характеризующих горно-геологические условия залегания полезной мраморной толщи (показатель RQD), физико-механические свойства и качественные показатели товарной продукции мрамора;

- выполнение районирования карьерного поля по степени трещиноватости, белизны и засорения; когда трещиноватость равна или превышает III категорию, то зонированный участок предназначен для отработки блочного камня, если нет, то для мраморного щебня;

- обоснование выбора применяемой технологии в зависимости от вида товарной продукции и наличия кварцевых, темных и желтых включений;

- расчет затрат и максимальной прибыли в зависимости от вида товарной продукции и принятой технологии при комплексном освоении зонированных участков;

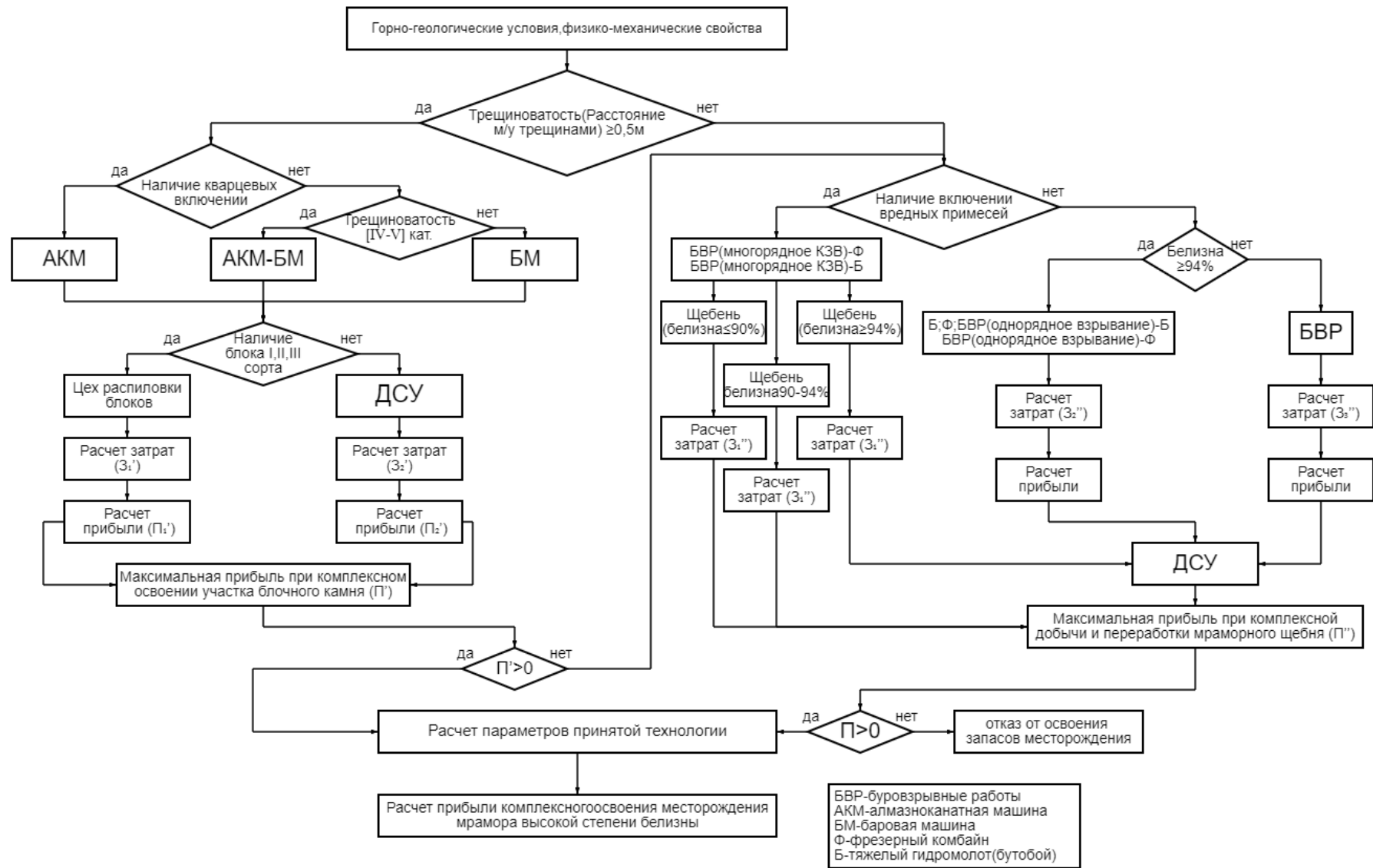


Рисунок 4.26 – Алгоритм выбора технологии подготовки горных пород к выемке при открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений и определения экономических показателей

– определение рациональных параметров принятой технологии зонированного участка;

– расчет прибыли при комплексном освоении месторождения мрамора высокой степени белизны.

В таблице 4.22 приведена область применения технологий добычи мраморного щебня для производства микрокальцита высокой степени белизны в зависимости от структуры массива, производительности по горной массе, категории трещиноватости и показателя чистоты.

Таблица 4.22 – Область применения технологий подготовки мраморного щебня для производства микрокальцита высокой степени белизны

<p><u>БВР (многорядное КЗВ)</u></p> <ul style="list-style-type: none">- однородный массив, с размером участка не менее 20x50 м;- производительность не менее 30 тыс. м³;- массив мрамора с III категорией трещиноватости;- показатель чистоты месторождений мрамора высокой степени белизны 0-0,3	<p><u>БВР (однорядное взрывание)</u></p> <ul style="list-style-type: none">- зоны контактов с вредными включениями, с расстояниями между ними от 5 до 10 м;- производительность до 30 тыс.м³;- массив мрамора с III категорией трещиноватости;- показатель чистоты месторождений мрамора высокой степени белизны 0,3-0,5
<p><u>Гидромолоты</u></p> <ul style="list-style-type: none">- отработка зон вредных включений до 7 м;- массив мрамора с I и II категориями трещиноватости;- показатель чистоты месторождений мрамора высокой степени белизны 0,3-0,5	<p><u>Фрезерные комбайны</u></p> <ul style="list-style-type: none">- наличие фронта работ протяженностью не менее 150 м;- массив мрамора с I, II и III категориями трещиноватости;- показатель чистоты месторождений мрамора высокой степени белизны 0-0,7

Таким образом, разработанная последовательность действий по определению оптимальных параметров технологии подготовки при комплексном освоении месторождения строительного камня позволяет на стадии проектирования и освоения месторождения выполнить районирование карьерного поля по виду добываемой и перерабатываемой товарной продукции и обеспечить выбор технологии подготовки пород к выемке по критерию максимизации прибыли. Кроме того, предложенный алгоритм позволяет определять параметры технологии подготовки не только в статическом режиме на стадии проектирования, но и в динамическом режиме в период эксплуатации карьера, т.е. при непосредственном ведении горных работ, что имеет существенное значение как для проектных организаций, так и для горнодобывающих предприятий.

Выводы по главе 4

1. Определены основные задачи проектирования и планирования БВР (прямая и обратная) с учетом текстурно-структурных особенностей, слагающих массив горной породы и формирующих структурные элементы раскрытия и разделения при обосновании качества, спектра и ассортимента товарной продукции за счет достижения минимальной интегральной энергоемкости процессов подготовки на стадиях добычи и переработки и высокие технико-экономических показателей эффективности функционирования горно-перерабатывающего предприятия.

2. Установлено, что требуемое качество дробления обеспечивается за счет формирования необходимого распределения гранулометрического состава (максимально востребованной фракции) для получения широкого спектра ассортимента и сорта товарной продукции при компоновке оптимальной структуры комплексной механизации процесса подготовки минерального сырья на стадиях добычи и переработки с учетом минимальной интегральной энергоемкости процессов разрушения.

3. Использование традиционного способа подготовки пород к выемке, а именно БВР, приводит к переизмельчению горной массы в зоне зарядной камеры и, как следствие, снижению показателей качества (желтизны и белизны), существенным потерям полезного ископаемого (фракция 0-20 мм) до 30% и низкому проценту щебня высоких сортов в товарном балансе.

4. Установлено, что изменение параметров буровзрывных работ путем снижения удельного расхода ВВ (до 10%) и расширения сетки скважин (до 15 %) в условиях Еленинского месторождения ведет к снижению потерь полезного ископаемого на 8%, и к увеличению выхода негабарита (+200 мм) в 5 раз и, как следствие, к росту удельной стоимости товарной продукции на 39,7%.

5. Выполнено технико-экономическое моделирование, которое показало, что применение гидромолота тяжелого класса при подготовке пород к выемке при разработке сложноструктурных месторождений мрамора обеспечивает снижение эксплуатационных затрат на их подготовку к выемке за счет снижения потерь на

Еленинском месторождении и увеличение выхода товарной продукции на 16%, в том числе по сортам.

6. Разработаны паспорта забоя с нижней и верхней постановкой тяжелого гидромолота в зоне контакта белого мрамора с включениями серого (доломотизированного известняка) и желтого (ожелезненного мрамора) и определена последовательность их отработки с учетом оставления целика, шириной равной двум и более толщ откалываемой ленты.

7. Доказано, что одновременная добыча блочного камня и фракционного щебня в пределах карьерного поля обеспечивается созданием демпферной конструкцией, форма и параметры которой определяются направлением развития фронта работ не только в плане, но и по глубине. Также установлено, что мощность демпферной подушки для скважинных зарядов диаметром 160 мм при использовании Гранулита АС-4 составит 3,4 м.

8. Установлены две принципиальные схемы вскрытия исходя из пространственного положения участков для добычи блочного камня и мраморного щебня: 1-й вариант предусматривает расположение участка блочного камня, имеющего общую границу с периметром карьерного поля, где применяется одна схема вскрытия, обеспечивающая одновременный транспортный доступ к запасам блочного камня и мраморного щебня; 2-й вариант предусматривает расположение участка блочного камня, не имеющего границу с периметром карьерного поля, где районированные участки вскрываются отдельными схемами вскрытия, обеспечивающие независимые транспортные выходы на поверхность.

9. Разработан алгоритм выбора технологии подготовки горных пород к выемке при открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений и определения экономических показателей, учитывающий зонирование участка месторождений по степени трещиноватости, белизны и наличия вредных включений и определение максимальной прибыли при комплексной отработке месторождения с оптимальными параметрами принятой технологии.

5 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ПОРОД ПРИРОДНЫХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЕЕ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

5.1 Обоснование технологии взрывных работ в условиях дополнительных ограничивающих факторов безопасности

Увеличение производственной мощности карьеров и разрезов сопровождается подготовкой больших объемов горной массы к выемке за один прием. При этом повышение полноты освоения запасов и качества минерального сырья при подготовке природных массивов сложноструктурных месторождений сдерживается условиями ограничивающих факторов безопасности буровзрывных работ. Это обеспечивается определением энергетических параметров буровзрывной подготовки с учетом прохождения взрывной волны в проводящих средах. Так, производство взрывных работ на карьерах и разрезах характеризуется следующими негативными факторами:

- разлет осколков;
- сейсмическое воздействие;
- действие ударно-воздушной волны;
- газовый фактор.

Рассмотрим влияние ограничивающих факторов на эффективность функционирования горно-перерабатывающего предприятия на примере Талдинского угольного разреза, являющегося характерным угольным месторождением Кузбасса. На рисунке 5.1 показаны ближайшие охраняемые объекты от места ведения взрывных работ:

- подстанция Гидромеханизации (до горных работ 250 м);
- подстанция Центральная (900 м);
- подстанция Восточная (900 м);

Согласно ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [246] были рассчитаны безопасные расстояния при ведении взрывных работ с применением высокоуступной технологии на Талдинском угольном разрезе для охраняемых объектов в зависимости от условий взрывания по следующим поражающим факторам (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Безопасные расстояния при ведении взрывных работ на Талдинском угольном разрезе для охраняемых объектов в зависимости от условий взрывания (по расчетным зависимостям ФНП)

Поражающий фактор при ведении взрывных работ	Характеристика охраняемых объектов и условий взрывания	Безопасные расстояния, м
Разлет отдельных кусков породы при взрывании зарядов рыхления	Охрана людей, находящихся вне укрытия	500
Разлет отдельных кусков породы при взрывании на сброс (выброс)	Охрана людей, находящихся вне укрытия	550
Сейсмическое действие	Состояние охраняемых объектов: • удовлетворительное • при наличии повреждений	400
		800
Ударное воздушно-волновое воздействие	Охрана остекления при температуре воздуха: • положительной • отрицательной	110
		165

На основе накопленного значительного опыта на месторождениях Кузбасса, а также моделирование параметров БВР при высокоуступной технологии установлено, что на величину разлета кусков влияет исключительно конструкция скважинного заряда. При этом переход на высокие уступы не приводит к увеличению радиуса разлета кусков.

Следует отметить, что повышение высоты рабочего уступа неизбежно приводит к росту массы заряда в скважине, что негативно сказывается на сейсмическое действие и ударно-воздушное волновое воздействие при производстве взрывных работ. Особенно при массовых взрывах с объемом ВВ более 100 т, наблюдается интерференция упругих продольных волн в массив, что приводит к увеличению зоны сейсмического воздействия, а также увеличению воздушно-

волнового эффект за счет трансформации продуктов детонации в волны сжатия в атмосфере.

В работе с целью определения границ по опасным поражающим факторам и одновременно взрываемой массы заряда ВВ с интервалом замедления менее 20 мс выполнены исследования критических (максимальных) скоростей колебания упругих волн массива и давления на фронте сжатой волны в атмосфере.

Сейсмическая безопасность

Одним из основных и опасных факторов, проявляющихся при ведении взрывных работ, является сейсмическое действие взрыва. Опасность сейсмического действия взрыва проявляется в виде риска появления в охраняемых зданиях и сооружениях повреждений различного вида. Согласно ГОСТ Р 52892-2007 [46] степени повреждения зданий могут быть разделены на три уровня:

- легкие (косметические): тонкие трещины в штукатурке и откалывание небольших кусков штукатурки, появление тонких трещин в растворе, связывающем кирпичную кладку или бетонные блоки;
- умеренные: небольшие трещины в стенах, проходящие через кирпичную кладку или бетонные панели, откалывание довольно больших кусков штукатурки;
- тяжелые: большие глубокие и сквозные трещины в стенах, трещины в каркасе здания.

Критерий оценки сейсмических воздействий, в том числе от промышленных взрывов, согласно данным ГОСТ Р 52892-2007 базируется на риске появления легких повреждений. Сейсмическая безопасность согласно ФНП «Правила безопасности при ведении взрывных работ» [246] также основана на риске появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений.

В зарубежные нормативные документы Германии DIN 4150-3 [56], Великобритании BS 7385-2 [31], США OSM Regulations 816.67 [149], регулирующие сейсмическую безопасность при сейсмических воздействиях на здания и некоторые наземные сооружения, также заложен риск появления легких повреждений.

В качестве критерия сейсмической опасности, связанного с повреждениями зданий и сооружений, в работе используется максимальная (пиковая) скорость

колебаний земной поверхности в основании охраняемых объектов. Данный критерий показывает наиболее высокую корреляцию с повреждаемостью зданий по сравнению с максимальными ускорениями или смещениями. По этой причине именно максимальная скорость колебаний заложена в качестве критерия сейсмической опасности при промышленных взрывах в нормативные документы Российской Федерации [46] и зарубежные нормативные документы [31, 56, 149]. Следует отметить, что в нормативных документах Великобритании в диапазоне доминирующих частот до 4 Гц используется пиковое смещение, а пиковые скорости колебаний ограничиваются в диапазоне свыше 4 Гц.

Выбрав в качестве критерия сейсмической опасности максимальную (пиковую) скорость колебаний земной поверхности в основании охраняемого объекта, следует установить предельные значения этой величины, при превышении которой возможен 5% риск появления легких повреждений. Большинство стран для этих целей использует частотно-зависимые критерии, в которых предельно допустимые скорости зависят от преобладающей частоты колебаний. В свою очередь доминирующая частота колебаний может быть получена с использованием преобразования Фурье после сглаживания окном Ханна [46]. В таблице 5.2 приведены значения предельно допустимых скоростей для жилых зданий в зависимости от доминирующей частоты колебаний в нормативных документах различных стран.

Таблица 5.2 – Доминирующая частота и предельно допустимые скорости колебаний для жилых зданий в нормативных документах различных стран

Страна	Нормативный документ	Охраняемый объект	Частота колебаний, Гц	Предельно допустимые скорости колебаний, мм/с
Российская Федерация	ГОСТ Р 52892-2007	Жилые здания	До 10	5
Германия	DIN 4150-3		1-10	5
			50	15
Великобритании	BS 7385-2		4	16
			15	20
США	OSM Regulations 816.67		1	5
		4	20	

Таким образом, определение величины доминирующей частоты колебания и, как следствие, предельно допустимой скорости колебаний в основании охраняемых объектов заключается в нахождении амплитудно-частотной характеристики колебательного процесса при производстве массовых взрывов. Так, наименьшая зафиксированная преобладающая частота колебаний для точек в основании административных зданий была 2,0 Гц (взрыв от 23.09.2019, АБК на расстоянии 6100 м от взрыва, компонента Y).

Получаем, что согласно [46, 56] предельно допустимые скорости колебаний при указанных расчетных значениях преобладающих частот (до 10 Гц) не должны превышать:

- **5,0 мм/с** – для жилых домов, больниц (медпунктов), школ и административных зданий (с большим скоплением людей);
- **20 мм/с** – для производственных зданий и сооружений;
- **10 мм/с** – для скважины ООО «Газпром Добыча Кузнецк».

Правила устройства электроустановок ПУЭ [6] не рассматривают сейсмические нагрузки в нормальных и аварийных сочетаниях нагрузок, поэтому и не представлены значения предельно допустимых скоростей колебания для подстанций, находящихся вблизи разреза Талдинский. Это связано с тем, что ветровые нагрузки с учетом пульсации ветра, а также нагрузки от натяжения проводов или аварийного обрыва проводов вызывают существенно большие усилия в элементах ЛЭП, чем сейсмическое воздействие.

Критерием сейсмической безопасности для прилегающих охраняемых объектов от воздействия взрывных работ является выполнение условия

$$v \leq [v], \quad (5.1)$$

где v – прогнозируемая скорость колебаний в основании охраняемого объекта; $[v]$ – предельно допустимая скорость колебаний для здания или сооружения охраняемого объекта.

Для обеспечения сейсмической безопасности при взрывных работах необходимо правильно прогнозировать максимальную скорость колебаний земной поверхности.

Для прогнозирования скорости колебаний при проведении взрывных работ [162] используется выражение вида:

$$v = K \cdot R_{np}^b, \quad (5.2)$$

где R_{np} – приведенное расстояние (некоторый параметр, зависящий от расстояния до защищаемого объекта, а также от массы взрывчатого вещества (ВВ) в группе зарядов, взрываемых условно одновременно); K – коэффициент грунтовых условий, зависящий от свойств взрываемых пород и условий взрывания; b – коэффициент, определяемый экспериментально либо по справочным данным, который зависит от расстояния до охраняемого объекта.

Зная предельно допустимую скоростью колебаний, по формуле (2.10) можно определить минимально допустимое приведенное расстояние R_{np} [246], так называемый критерий подобия [162], учитывающий фактическое расстояние до охраняемого объекта, максимально возможную массу ВВ в группе зарядов, взрываемых условно одновременно.

При проектировании массовых промышленных взрывов для вычисления Q можно использовать максимальную массу ВВ в пределах любого скользящего 20-мс окна. Такой подход связан со статистическим разбросом фактического времени срабатывания замедления, в результате чего заряды, которые согласно проекту должны срабатывать в разное время, фактически могут взрываться одновременно. Этот принцип заложен в действующие ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [246], согласно которым при замедлениях между зарядами одной группы менее 20 мс все заряды этой группы должны рассматриваться как единый заряд с общей суммарной массой.

Для прогнозирования скорости колебаний использовались сейсмограммы девяти массовых промышленных взрывов, проведенных на Талдинском поле филиала АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез» в 2019 г. (мощность применяемых ВВ указана в тротиловом эквиваленте, а общая масса ВВ в натуральную величину):

- два взрыва 13.08.2019 ($Q_{BB1} = 176742/183540$ кг; $Q_{BB2} = 184960/189434$ кг);
- два взрыва 23.09.2019 ($Q_{BB1} = 117680/136344$ кг; $Q_{BB2} = 192692/203508$ кг);

- два взрыва 01.10.2019 ($Q_{BBI} = 49852/64687$ кг; $Q_{BB2} = 125780/161531$ кг);
- один взрыв 16.10.2019 ($Q_{BBI} = 112153/108086$ кг);
- один взрыв 22.10.2019 ($Q_{BBI} = 214260/203506$ кг);
- один взрыв 28.10.2019 ($Q_{BBI} = 214260/199333$ кг).

Основные параметры массовых взрывов приведены в таблице 5.3.

Для измерения использовался 4-канальный прибор «Вибран-3.0» (рисунок 5.2), изготовленный и прокалиброванный ОАО НПП «Интерприбор», г. Челябинск (заводской номер №43). Датчики устанавливались на массивную металлическую болванку, к которой крепились с помощью магнитных устройств. Технические характеристики «Вибран-3.0» представлены в таблице 5.4.

Таблица 5.4 – Технические характеристики ультразвукового измерителя «Вибран-3.0»

Параметры	Значения
Диапазон рабочих частот, Гц	2...100 / 5...1000
Количество каналов измерений / осей	4
Диапазон измерения виброскорости*, мм/с	0,1...500
Диапазон измерения виброперемещений*, мм	0,01...10
Количество линий в спектре	200 / 400 / 800
Пределы погрешности измерения, %, не более	±5
Объем памяти, Гбайт	до 4
Время регистрации, ч**	до 560
Габаритные размеры электронного блока, мм	190x110x32
Масса электронного блока / датчика, кг	0,3 / 0,08



Рис. 5.2 – Внешний вид ультразвукового прибора «Вибран-3.0»

Таблица 5.3 – Основные параметры массовых взрывов для оценки сейсмического действия на охраняемые объекты

№ п/п	Дата	Тип В В	Масса ВВ, кг	Общая масса ВВ, кг	Количество скважин	Глубина скважины, м	Масса ВВ в скважине, кг	Удельный расход ВВ / удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте, кг/м ³	Максимальное количество ВВ, взрываемое за серию, кг / количество серий	Наименование горных пород (крепость по шкале проф. Протоdje-яконова)	Место взрыва	Средства инициирования
1	13.08.19	Гранулит НП (пор. селитра)	124580	183540	671	8-17	31-681,4	0,561/0,540	1045,5/413	Алевролит (5,5) Песчаник (9)	Забой экскаватора ЭКГ-15 №52. Горизонт 231,6-247,2. 11 рофили 562-591	ИСКРА 176, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	58260									
		Бластит 55-1000	700									
2	13.08.19	Гранулит НП (пор. селитра)	137600	189434	544	4-18	71-661,4	0,564 / 0,555	1343,0/287	Алевролит (6) Уголь (3)	Забой экскаватора WK-35 №802. Горизонт 259,4-269,5. 1! рофили 568-583 Забой экскаватора Liebherr №250. Горизонт 280,5-287,1. Профили 590-601	ИСКРА 176, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	51160									
		Бластит 55-1000	674									

Продолжение таблицы 5.3

№ п/п	Дата	Тип В В	Масса ВВ, кг	Общая масса ВВ, кг	Количество скважин	Глубина скважины, м	Масса ВВ в скважине, кг	Удельный расход ВВ / удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте, кг/м ³	Максимальное количество ВВ, взрываемое за серию, кг / количество серий	Наименование горных пород (крепость по шкале проф. Протодьяконова)	Место взрыва	Средства инициирования
3	23.09.19	Гранулит НП (пор. селитра)	44500	136344	378	5-18	121-551,4	0,585/0,505	1067,3/266	Алевролит (6)	Забой экскаватора ЭКГ-15 №52. Горизонт 273,5-275,6. Профили 635-655	ИСКРА 176, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	91400									
		Бластит 55-1000	444									
4	23.09.19	Гранулит НП (пор. селитра)	126600	203508	554	4-20	131-691,4	0,617 / 0,584	2861,1/202	Алевролит (6)	Забой экскаватора ЭКГ-15 №43. Горизонт 31 1,8-327,1. Профили 614-630	ИСКРА 176, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	76200									
		Бластит 55-1000	708									

Продолжение таблицы 5.3

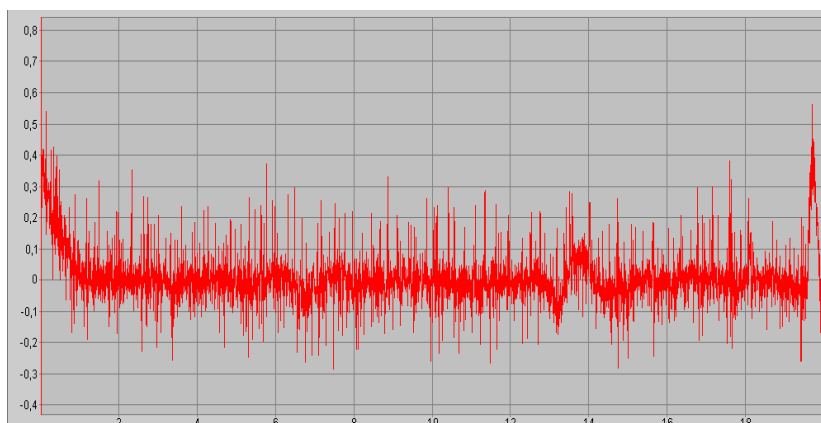
№ п/п	Дата	Тип В В	Масса ВВ, кг	Общая масса ВВ, кг	Количество скважин	Глубина скважины, м	Масса ВВ в скважине, кг	Удельный расход ВВ / удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте, кг/м ³	Максимальное количество ВВ, взрываемое за серию, кг / количество серий	Наименование горных пород (крепость по шкале проф. Протоджяконова)	Место взрыва	Средства инициирования
5	01.10.19	Сибирит-1200	64500	65687	176	6-18	121-761,4	0,667/0,513	1081,4/84	Алевролит (5,5) Песчаник (9)	Забой экскаватора Hitachi №1307. Горизонт 200,0-201,4. Профили 342-350	ИСКРА 109, 67, 42 мс
		Бластит 55-1000	187									
6	01.10.10	Гранулит НП (пор. селитра)	4600	161531	387	2-18	31-731,4	0,679 / 0,528	1019,2/202	Алевролит (6)	Забой экскаватора Р&Н-2800 №194. Горизонт 193,9-207,2. Профили 352-368	ИСКРА 109, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	156500									
		Бластит 55-1000	431									

Окончание таблицы 5.3

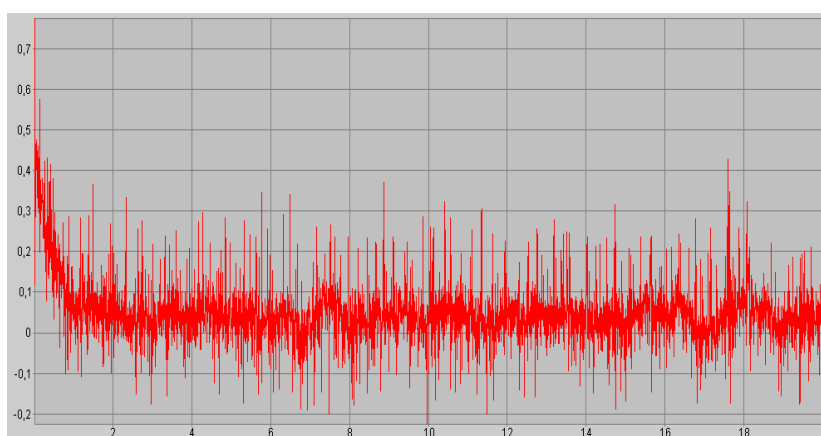
№ п/п	Дата	Тип ВВ	Масса ВВ, кг	Общая масса ВВ, кг	Количество скважин	Глубина скважины, м	Масса ВВ в скважине, кг	Удельный расход ВВ / удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте, кг/м ³	Максимальное количество ВВ, взрываемое за серию, кг / количество серий	Наименование горных пород (крепость по шкале проф. Протодряконова)	Место взрыва	Средства инициирования
7	16.10.19	Гранулит НП (пор. селитра)	100907	108087	355	4-28	67-702	0,600/0,623	1829,3/178	Алевролит (5) Песчаник (9)	Забой экскаватора ЭШ-20/90 №20. Горизонт 237,1-241,6. Профили 505-521	ИСКРА 109, 176, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	3100									
		Сибирит ПСМ-7500	2472									
		Бластит 55-1000	1607									
8	22.10.19	Гранулит НП (пор. селитра)	202900	203606	520	10-17	231-461,4	0,541 / 0,570	1785,2/189	Алевролит (5) Песчаник (9)	Забой экскаватора WK-35 №800. Горизонт 282,6-285,1. 11 рофили 387-405	ИСКРА 109, 67, 42 мс
		Бластит 55-1000	606									
9	22.10.19	Гранулит НП (пор. селитра)	149616	199333	509	4-18	111-491,4	0,699 / 0,687	2616,8/170	Алевролит (5,5) Песчаник (9)	Забой экскаватора P&I 1-2800 №194. Горизонт 197,4-198,9. 11 рофили 358-369	ИСКРА 109, 67, 42 мс
		Сибирит-1200	49100									
		Сибирит ПСМ-7500	617									

Регистрация выполнялась на 4-х каналах по 3-м компонентам (две вертикальные и две горизонтальные, в том числе направленная на взрыв радиальная и перпендикулярная ей тангенциальная компоненты). Величина полного вектора скорости определялась геометрическим суммированием осевых компонентов.

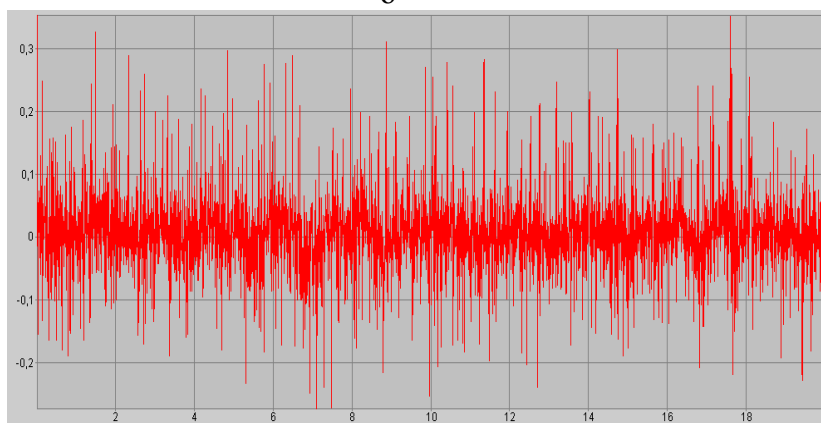
На рисунке 5.3 представлены зависимости (велосиграммы) изменения во времени радиальной, тангенциальной и вертикальной составляющей скорости (V , мм/с) смещения грунт, полученные по результатам массовых взрывов 2019 г.



а



б



в

Рисунок 5.3 – Велосиграмма изменения во времени (t_c):
а - радиальной составляющей скорости (V_x , мм/с) смещения грунта;
б - тангенциальной составляющей скорости (V_y , мм/с) смещения грунта
в - вертикальной составляющей скорости (V_z , мм/с) смещения грунта в районе охраняемого объекта - скважина ООО «Газпром Добыча Кузнецк» массовых взрывов, проведенных в филиале АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез» (Талдинское поле) в 2019 г.

Определены минимальные безопасные расстояния при взрывах в филиале АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез» (Талдинское поле), рассчитанные по методике АРБУСВ (Автоматизированный расчёт безопасных условий сейсмичности взрывов) [25, 158, 162, 164, 194] и ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [246], а также фактические расстояния до охраняемых объектов (таблица 5.5).

Таблица 5.5 – Расчетные и фактические расстояния от взрываемого блока до защищаемых объектов

Дата взрыва	Наименование охраняемого объекта	Минимально допустимое расстояние по методике АРБУСВ, м	Минимально допустимое расстояние по ФНП «ПБ при ВР», м	Фактическое расстояние, м
13.08.19 (взрыв №1)	КНС Талдинского угольного разреза	410	747	1036
	Погрузка ООО «Ресурс»	430	747	2351
	Скважина ООО «Газпром Добыча Кузнецк»	747	747	4223
13.08.19 (взрыв №2)	КНС Талдинского угольного разреза	440	831	945
	Погрузка ООО «Ресурс»	460	831	2268
	п. Жерново (окраина)	746	831	4958
23.09.19 (взрыв №1)	Погрузка ООО «Ресурс»	435	728	1116
	КНС Талдинского угольного разреза»	440	728	2256
	д. Малая Талда (окраина)	1339	728	3773
23.09.19 (взрыв №2)	Погрузка ООО «Ресурс»	587	919	1116
	Окраина д. Малая Талда	1860	919	3773
	п. Жерново (окраина)	1860	919	5767
01.10.19 (взрыв №1)	КНС Талдинского угольного разреза	425	729	1115
	Скважина УМ 5.4-5.5 ООО «Газпром Добыча Кузнецк»	756	729	2815
01.10.19 (взрыв №2)	КНС Талдинского угольного разреза	416	797	610
	АБК разреза «Талдинский»	1319	797	8510
	п. Жерново (окраина)	1319	797	3515

Окончание таблицы 5.5

Дата взрыва	Наименование охраняемого объекта	Минимально допустимое расстояние по методике АРБУСВ, м	Минимально допустимое расстояние по ФНП «ПБ при ВР», м	Фактическое расстояние, м
16.10.19	КНС Талдинского угольного разреза	506	792	1873
	Скважина УМ 5.4-5.5 ООО «Газпром Добыча Кузнецк»	900	792	2072
	п. Жерново (окраина)	1602	792	2511
	Площадка строящейся шахты «Южная»	349	792	1986
22.10.19	КНС Талдинского угольного разреза	502	968	1941
	Скважина УМ 5.4-5.5 ООО «Газпром Добыча Кузнецк»	893	968	1483
	п. Жерново (окраина)	1589	968	2102
	Площадка строящейся шахты «Южная»	346	968	2106
28.10.19	КНС Талдинского угольного разреза»	570	965	803
	Скважина УМ 5.4-5.5 ООО «Газпром Добыча Кузнецк»	1015	965	2707
	п. Жерново (окраина)	1806	965	3341

Таким образом, во всех случаях фактические расстояния от взрывааемых блоков до охраняемых объектов оказались больше минимально допустимых, определенных как по методике АРБУСВ [25, 158, 162, 164, 194], так и по методике ФНП «Правила ведения взрывных работ» [246]. При этом все фактические скорости колебаний были меньше предельно допустимых значений: 5,0 мм/с – для жилых домов, зданий школ, больниц (медпунктов), административных зданий; 20 мм/с – для производственных зданий и сооружений; 10 мм/с – для скважин ООО «Газпром Добыча Кузнецк».

В таблице 5.6 приведены расчеты максимальной суммарной массы ВВ для филиала АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез» (Талдинское поле) (в тротиловом эквиваленте, кг), во взрывааемой группе (при использовании НСИ), в пределах любого 20-мс скользящего окна в зависимости от расстояния от границы блока до защищаемого объекта для жилых домов, административных и производственных зданий, а также для скважин ООО «Газпром Добыча Кузнецк».

Таблица 5.6 – Максимальная масса в группе (в тротиловом эквиваленте)

Расстояние до охраняемого объекта, м	Максимальная масса в группе (в тротиловом эквиваленте), кг		
	Жилые дома, школы, больницы (медпункты), административные здания (с большим скоплением людей), а также подобные объекты	Производственные здания и сооружения (проектируемая ОФ «Талдинская-Энергетическая», ОУ с КНС «Талдинская», Станция погрузочная-2, механические мастерские, котельные, электроподстанции, очистные сооружения бытовых отходов разреза, погрузочный комплекс ООО «Ресурс» и т.п. объекты)	Скважины ООО «Газпром Добыча Кузнецк»
300.0		381.4	67.7
320.0		462.8	82.1
340.0		555.2	98.5
360.0		659.0	116.9
380.0		775.1	137.5
400.0		904.0	160.4
420.0		1046.5	185.7
440.0		1203.2	213.5
460.0		1374.9	243.9
480.0		1562.1	277.1
500.0	55.6	1765.6	313.2
520.0	62.5	1986.1	352.4
540.0	70.0	2224.2	394.6
560.0	78.1	2480.6	440.1
580.0	86.7	2756.0	488.9
600.0	96.0	3000,0	541.3
620.0	106.0		597.2
640.0	116.5		656.9
660.0	127.8		720.5
680.0	139.8		788.0
700.0	152.5		859.6
720.0	165.9		935.4
740.0	180.2		1015.5
760.0	195.2		1100.1
780.0	211.0		1189.2
800.0	227.6		1283.1
820.0	245.1		1381.7
840.0	263.5		1485.3
860.0	282.8		1594.0
880.0	303.0		1707.8
900.0	324.1		1826.9
920.0	346.2		1951.4
940.0	369.3		2081.4
960.0	393.4		2217.1
980.0	418.5		2358.6
1000.0	444.6		2506.0

Окончание таблицы 5.6

Расстояние до охраняемого объекта, м	Жилые дома, школы, больницы (медпункты), административные здания (с большим скоплением людей), а также подобные объекты	Производственные здания и сооружения (проектируемая ОФ «Талдинская-Энергетическая», ОУ с КНС «Талдинская», Станция погрузочная-2, механические мастерские, котельные, электроподстанции, очистные сооружения бытовых отходов разреза, погрузочный комплекс ООО «Ресурс» и т.п. объекты)	Скважины ООО «Газпром Добыча Кузнецк»
1020.0	471.8		2659.4
1040.0	500.1		2818,9
1060.0	529.5		2984,7
1080.0	560.1		3000,0
1100.0	591.8		
1120.0	624.6		
1140.0	658.7		
1160.0	694.0		
1180.0	730.5		
1200.0	768.3		
1220.0	807.3		
1240.0	847.7		
1260.0	889.4		
1280.0	932.4		
1300.0	976.8		
1320.0	1022.6		
1340.0	1069.8		
1360.0	1118.4		
1380.0	1168.4		
1400.0	1220.0		
1420.0	1273.0		
1440.0	1327.6		
1460.0	1383.7		
1480.0	1441.3		
1500.0	1500.5		
1520.0	1561.3		
1540.0	1623.8		
1560.0	1687.9		
1580.0	1753.6		
1600.0	1821.1		
1640.0	1961.1		
1700.0	2184.3		
1740.0	2342.2		
1800.0	2592.9		
1840.0	2769.6		
1900,0 и более	3000,0		

Также было определено минимальное количество зарядов для филиала АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез» (Талдинское поле) (в тротиловом эквиваленте, кг), взрываемых в любой группе (при использовании НСИ) одновременно, в пределах любого 20-мс скользящего окна в зависимости от массы ВВ в скользящем окне (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Минимальное количество зарядов

Масса ВВ в любом скользящем 20-мс окне, кг	Минимальное количество зарядов в скользящем 20-мс окне, взрываемых одновременно, шт.
до 900	1
901-1200	2
1201-1500	3
1501-1900	4
1901-2300	5
2301-2700	6
2701-3000	7

Ударная воздушно-волновая безопасность

В соответствии с Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» [246] предельно допустимое избыточное давление во фронте ударной воздушной волны из условия повреждения остекления не должно превышать 2 кПа. Указанное предельное значение давления во фронте волны соответствует величине 160 дБ.

Для оценки опасности влияния ударных воздушных волн на здания и сооружения использованы также нормативные документы Бюро открытых горных работ США - Regulation 816.67 «OSM Blasting Performance Standards. Use of explosives: Control of adverse effects» [149]. Согласно указанному нормативному документу, пиковое давление воздушной волны не должно превышать 133 дБ при линейной характеристике (без коррекции) используемого регистрирующего прибора с нижней предельной частотой 2 Гц. При данном давлении на фронте ударной воздушной волны гарантируется отсутствие повреждений, в том числе и повреждений остекления.

Кроме того, в ведомственных документах Бюро открытых горных работ («Руководство по ведению взрывных работ») [12] отмечается, что для минимизации жалоб жителей уровень давления в ударной воздушной волне не должен превышать 110 дБ.

Уровень возникающего во фронте ударной воздушной волны давления, измеряемый в децибелах, определяется по формуле

$$P_{\text{дБ}} = 20 \log(\Delta P / P_0), \quad (5.3)$$

где ΔP – избыточное давление во фронте волны, Па; $P_0 = 2 \cdot 10^{-5}$ – избыточное опорное давление, Па, соответствующее порогу слышимости звука частотой 1000 Гц ухом молодого человека. Пороги дискомфорта и начальных болевых ощущений находятся на уровнях 110 и 140 дБ соответственно.

Сведения о зарегистрированных значениях избыточного давления во фронте ударной воздушной волны от массовых взрывов приведены в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Значения избыточного давления на фронте ударной воздушной волны

№ п/п	Дата	Точка регистрации	Значение УВВ, дБ	Расстояние от блока, м	
1.	13.08.19	КПП №13 Талдинского УР. Начало д. Малая Талда	1-й: 103,7	1-й: 5018	
			2-й: 107,5	2-й: 4916	
2.		КНС Талдинского УР	1-й: 126,9	1-й: 1036	
			2-й: 131,4	2-й: 945	
3.		п. Жерново (окраина)	1-й: 101,0	1-й: 5006	
			2-й: 105,9	2-й: 4997	
4.		23.09.19	КПП №13 Талдинского УР. Начало д. Малая Талда	1-й: 89,8	1-й: 3773
				2-й: 93,2	2-й: 4382
5.		КНС Талдинского УР	1-й: 117,5	1-й: 2256	
6.		01.10.19	КНС Таллинского УР	1-й: 121,8	1-й: 1115
				2-й: 134,0	2-й: 610
7.			п. Жерново (окраина)	106,2	3515
8.			ООО «Газпромдобычакузнецк» Скважина УМ 5.4-5.5	1-й: 96,6	1-й: 2815
				2-й: 110,5	2-й: 2879
9.			КНС Таллинского УР	120,2	1873
10.			п. Жерново (окраина)	124,2	2511
11.			ООО «Газпромдобычакузнецк» Скважина УМ 5.4-5.5	124,7	2072
12.			Промплощадка строящейся «Шахты Южная»	129,9	1986
13.			КНС Таллинского УР	112,2	1941
14.			п. Жерново (окраина)	115,0	2102
15.			ООО «Газпромдобычакузнецк» Скважина УМ 5.4-5.5	118,9	1483
16.			Промплощадка строящейся «Шахты Южная»	112,6	2106
17.	КНС Таллинского УР		121,6	803	
18.	28.10.19		п. Жерново (окраина)	119,3	3341
19.	ООО «Газпромдобычакузнецк» Скважина УМ 5.4-5.5		121,8	2707	
20.	31.10.19		КНС Таллинского УР	120,4	1986
21.	п. Жерново (окраина)		119,9	2196	
22.	ООО «Газпромдобычакузнецк» Скважина УМ 5.4-5.5		125,0	1557	

Таким образом, получаем что, значения давления ударной воздушной волны при производстве массовых взрывов, зарегистрированные в диапазоне 89,8-134 дБ во всех случаях, не превышали предельных значений, регламентируемых ФНП «Правила безопасности при взрывных работах» [246], из условия возможного повреждения остекления (таблица 5.9).

Таблица 5.9 – Перечень предельно допустимых значений избыточного давления на фронте УВВ для некоторых объектов

Наименование	Разрушающее давление, кПа	Разрушающее давление, дБ
Остекление	2	160
Электрооборудование	20	180
Электросети	30	184

Таким образом, доказано, что увеличение производительности по полезному ископаемому и, как следствие, объемов взрывной подготовки с учетом повышении полноты освоения запасов и качества минерального сырья сдерживается основными негативными сейсмоакустическими факторами: сейсмическое и ударное воздушно-волновое воздействие. При этом радиус поражения при производстве БВР зависит от энергетических параметров буровзрывной подготовки с учетом прохождения взрывной волны в проводящих средах (массы заряда в замедляемой группе). Определение оптимальных параметров буровзрывных работ необходимо осуществлять с учетом корректирующих коэффициентов (поправок) на условия в проводящих средах.

5.2. Обоснование технологии и параметров взрывной подготовки больших блоков в каскадах для обеспечения производительности по полезному ископаемому и ударно-воздушной волновой безопасности на сложноструктурных месторождениях

Управление качеством минерального сырья на сложноструктурных месторождений на этапе подготовки приводит к снижению производительности карьера по полезному ископаемому, компенсация которой осуществляется увеличением числа подготавливаемых блоков, что приводит к концентрации различных негативных факторов взрыва во времени и пространстве, являющихся ограничивающими. Так, масштабы объемов массовых взрывов на крупных горнодобывающих предприяти-

ях (карьерях и разрезах) в последние годы возросли и достигают несколько сотен тонн за один прием, поэтому широкое применение получило каскадное взрывание, когда инициируются последовательно или параллельно несколько блоков, удаленных на разные расстояния от охраняемого объекта [78, 256]. Кроме того, обработка сложноструктурных месторождений при обеспечении высокой производительности по горной массе предусматривает одновременную подготовку и взрывание каскадом отдельных заранее районированных участков.

При уступной отбойке прорыв продуктов взрыва, трансформирующихся в УВВ, может происходить в сторону каждой свободной поверхности: в сторону устья скважины [248] и в сторону откоса уступа. При бурении первого ряда скважин современными станками ударно-вращательного бурения возможно занижение линии наименьшего сопротивления (W), это приводит к увеличению УВВ-эффекта в сторону откоса уступа, чем в направлении забойки, и это не отражено в ФНиП [248].

В современной практике подготовки горных пород к выемке при открытой геотехнологии широко применяются различные схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ) неэлектрических систем инициирования (НСИ) и электронных с различными интервалами замедления внутри диагонально-замедляемых рядов и между рядами. Номинальные интервалы варьируют в широком диапазоне от нескольких миллисекунд до нескольких секунд. В частности, для СИНВ-П используются капсулы детонаторы с интервалами замедления: 0; 20; 30; 45; 60; 0; 100; 150; 200 мс, а СИНВ-С соответственно: 100; 125; 150; 175; 200; 250; 300; 400; 450; 500 мс [212]. Кроме того время срабатывания замедлений имеет погрешность около 15% от номинала, поэтому возмущение от разновременного взорванных зарядов, находящихся на разном удалении r , m , от охраняемого объекта, могут доходить до этого объекта одновременно, что приводит к усилению ударно-воздушного волнового эффекта.

В оценках УВВ безопасности промышленных взрывов обычно используется предельное значение избыточного давления для данного охраняемого объекта. Этот параметр определяется двухпараметрическим аргументом энергетического подобия, учитывающим массу мгновенно взрывающегося заряда и расстояния r , m .

Для классического случая энергетического подобия ($Q \sim r^3$) он представляет отношение расстояния к корню кубическому из эквивалентного заряда ($Q_э$, кг в тротиловом эквиваленте) (таблица 5.10) и называется приведенным расстоянием [16, 98, 114, 166, 167, 212, 252, 258]:

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_э}}, \text{ м/кг}^{1/3}, \quad (5.5)$$

где r – расстояние от группы зарядов до охраняемого объекта, м; $Q_э$ – масса эквивалентного накладного (контактного) заряда, кг,

Таблица 5.10 – Теплота взрыва $Q_{ВВ}$ некоторых промышленных ВВ и их удельный тротиловый эквивалент $K_{ВВ}$

Взрывчатое вещество	$Q_{ВВ}$, кДж/кг	$K_{ВВ}$
Нитроглицерин	6700	1,48
Тротил (ТНТ)	4240	1
Гексоген	5540	1,31
Тэн	5880	1,39
Дымный порох	2790	0,66
Граммонит 79/21 и некоторые др. АС - ВВ	4300	1,00

Так, в [166] отмечается, что широко применяемые в горнодобывающей практике тротил и его смеси с аммиачной селитрой (АС), так называемые аммиачно-селитренные взрывчатые вещества, имеют близкие энергетические эквиваленты ($K_{ВВ} \approx 1$). Так что АС-ВВ оказывают одинаковое влияние на проявление УВВ-эффектов.

В качестве критерия безопасности взрыва принимается значение приведенного расстояния, соответствующее предельному/допустимому уровню давления для данного типа охраняемых объектов. Допустимые уровни давлений, соответствующие по [196] различным проявлениям УВВ воздействий контактного взрыва, представлены на рисунке 5.4, одновременно учитывающем также и зависимость $\Delta P = f(R)$ при контактном взрыве.

При горных работах используются заряды рыхления и на выброс, при которых УВВ-эффекты значительно меньше, чем при контактных взрывах, и для оценки этих эффектов используется накладной эквивалент заглубленного заряда ($Q_э = kQ_{загл}$, кг). Коэффициент эквивалентности определяется приведенным заглуб-

лением заряда в направлении каждой из свободных поверхностей (например, в сторону устья скважинного заряда или в сторону боковой поверхности).

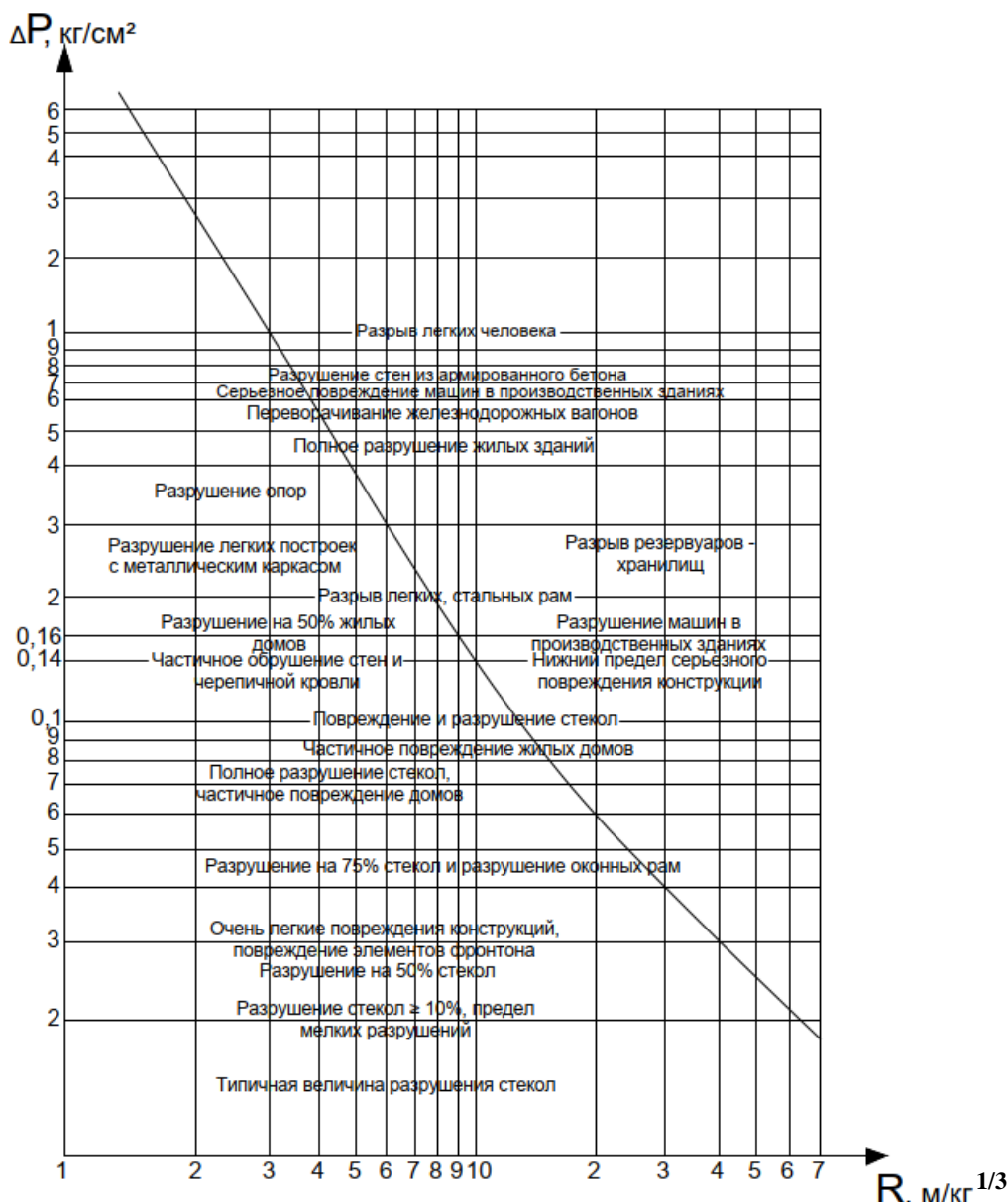


Рисунок 5.4 – Классификация разрушений при контактном взрыве заряда ТНТ и зависимость избыточного давления на фронте УВВ от приведенного расстояния [12]

Для случая крупных контактных взрывов накоплен большой экспериментальный материал о связи величины относительных избыточных давлений с приведенным расстоянием [1, 4, 16, 41, 98, 114, 166-168, 212, 258]. В частности, для приведенных (по тротиловому эквиваленту Q_3 , кг) расстояний ($R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_3}}$, м/кг^{1/3}) контактных взрывов при стандартных атмосферных условиях ($P_0 = 10^5$ Па, $c_0 = 340$ м/с, $\rho_0 = 1,75$ кг/м³) относительное избыточное давление $P^* = \Delta P/P_0$ у Садовского М.А.

[203] и в [252] для диапазона $R = 1-10 \text{ м/кг}^{1/3}$ отображается в виде степенного трехчлена этого аргумента:

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = \begin{cases} 0,9R^{-1} + 4,08R^{-2} + 13R^{-3} \\ 0,95R^{-1} + 3,9R^{-2} + 13R^{-3} \end{cases} \quad (5.6)$$

Применение этих соотношений рекомендуется при крупных ($Q_0 \geq 850-1000 \text{ кг ТНТ}$) контактных зарядах, а для зарядов меньших масс возможно занижение фактических значений по сравнению с расчетными вследствие увеличенной доли химических потерь [203], которые сопровождают рост удельной поверхности соприкосновения при уменьшении массы заряда ВВ.

Во всем диапазоне $R = 1-10 \text{ м/кг}^{1/3}$ оценки P^* по обеим зависимостям (5.6) почти совпадают, что допускает их единообразное приближение, отображающее связь коэффициента пропорциональности и показателей степени ($n = 1, 2$ и 3) в слагаемых трехчлена [167] (Пергамент В.Х.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = (3/\pi)^2 \sum_{i=1}^n (\pi^{7/3} R^{-n}) \approx 0,95R^{-1} + 4,88R^{-2} + 12,4R^{-3}. \quad (5.6a)$$

В отдельных поддиапазонах ($R = 1-5$ и $R = 5-10 \text{ м/кг}^{1/3}$) этого двухпараметрического аргумента применимы и одночленные степенные приближения с показателями степени $n = 2,25$ и $n = 1,5$:

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = \begin{cases} \pi^{0,25} (\pi/R)^{2,25} \approx 17,4R^{-2,25}, & \text{для } R = 1 - 5 \text{ м/кг}^{1/3} \\ (\pi/R)^{1,5} \approx 6,6R^{-1,5}, & \text{для } R = 5 - 10 \text{ м/кг}^{1/3} \end{cases}, \quad (5.7)$$

$$\text{т.е., } P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = \left(\frac{\pi}{5}\right)^{1,5} \left(\frac{5}{R}\right)^{-n} \approx 0,5 \left(\frac{5}{R}\right)^{-n}, \quad (5.7a)$$

где $n = 2,25$ для $R = 1-5 \text{ м/кг}^{1/3}$ и $n = 1,5$ для $R = 5-10 \text{ м/кг}^{1/3}$.

Для приведенных расстояний $R > 10 \text{ м/кг}^{1/3}$ может быть использовано выполненное Коротковым П.Ф. [98] сращивание зависимости Ландау Л.Д. с соотношением Садовского М.А. при $R = 10 \text{ м/кг}^{1/3}$ (Коротков П.Ф., Садовский М.А., Ландау Л.Д.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = \pi^{1/6} R^{-1} |lq(R/\pi)|^{1/2} \quad (5.8)$$

С указанными соотношениями (5.5, 5.5а, 5.6, 5.6а и 5.8) согласуются также и данные [16] Бейкер У., Кокс П. и др., аппроксимированные в [13] (Бейкер У., Кокс П. и др.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = 1,23R^{-1} + 2,32R^{-2} + 11,7R^{-3} - 0,019 \quad (5.9)$$

а также результаты измерений при контактных взрывах больших зарядов ($Q_{\text{конт}}=10^6$ кг ТНТ) Адушкин В.В., Христофоров Б.Д. [4] и Гитерман и др. ($Q_{\text{конт}}=81660$ кг аммиачно-селитренных ВВ) [41] (Адушкин В.В., Христофорова Б.Д.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = (2)^{1/2}(\pi/r)^{1,666} \approx 9,4R^{-1,666} \quad (5.10)$$

Гитерман и др.:

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = (4/3)R^{-1}|lq(R/\pi)|^{1/2} \approx \pi^{-1/6}(\pi/r)^{4/3} \approx 4,108R^{-1,34612} \quad (5.11)$$

Широко используемое соотношение Цейтлина Я.Н. и Смолия Н.И. [167], оценки которого для контактных взрывов на крепких скальных породах практически идентичны оценке Садовского М.А. при $R = 10$ м/кг^{1/3}, и на больших расстояниях дает значительные занижения давлений УВВ. В частности, при $R = 500$ м/кг^{1/3} это занижение может быть более чем трехкратным (Цейтлин Я.Н., Смолий Н.И.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = 5,3(1 \pm 0,45)R^{-1,5} \approx \left(\frac{\pi}{R}\right)^{-1,5} \quad (5.12)$$

Для используемых в практике горнодобывающей промышленности заглубленных зарядов, работающих на одну или две свободные поверхности (в направлении боковой поверхности и в сторону устья скважины), величина эквивалентного контактного заряда определяется с учетом приведенного заглубления заряда в сторону каждой свободной поверхности. При этом выбирается наибольший накладной эквивалент из получаемых для каждого направления. В случае различных приведенных заглублений при мгновенном взрыве нескольких зарядов их эквиваленты суммируются.

Следует отметить, что в [248] для заряда, работающего в направлении забойки (одна свободная поверхность), приведены коэффициенты относительного уменьшения эквивалентной массы заряда скважины в зависимости от отношения $h_{\text{заб}}/d$ для штыбовой и воздушной забойки. В направлении боковой поверхности для скважинных зарядов при уступной отбойке (рисунок 5.5) вопрос эффективности материала среды между ВВ и откосом уступа (массив) в [248] не рассмотрен.

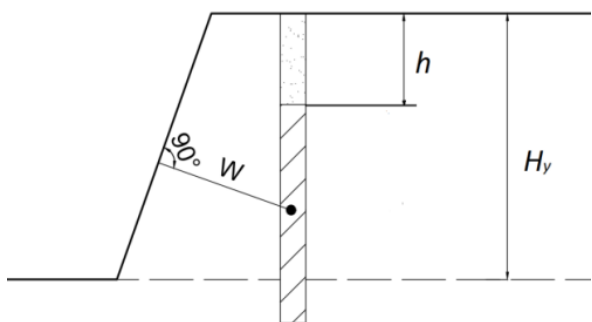


Рисунок 5.5 – Схема к определению приведенного заглубления скважинного заряда:
 h – расстояние от заряда до свободной поверхности в сторону устья скважины, м;
 W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС) – кратчайшее расстояние от центра заряда скважины до свободной боковой поверхности в сторону откоса уступа, м;
 H_y – высота уступа, м

В общем случае приведенное заглубление, определяющее накладной эквивалент заглубленного скважинного заряда, $\text{м/кг}^{1/3}$, согласно [168] может быть найдено из соотношения:

$$\bar{h}_3 = \frac{m_{h(W)} \cdot h(\text{или } W)}{\sqrt[3]{Q}} K_{h(W)}, \quad (5.13)$$

где h – расстояние от заряда до свободной поверхности в сторону устья скважины, м; W – расстояние до свободной поверхности в сторону откоса уступа, м; m – относительная (по сравнению со штыбовой забойкой) эффективность материала среды между ВВ и свободной поверхностью: $m_w=1,33$; $m_h=1,0$ и $m_h=0,3-0,4$ соответственно для сплошного массива (в направлении свободной боковой поверхности), штыбовой и снего-воздушной забойки [166]; Q – масса скважинного заряда, кг; $K_{h(w)}$ – коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния за счет рассредоточения массы по длине скважины. Заряд можно считать сосредоточенным, когда коэффициент относительного увеличения приведенного заглубления $K_{h(w)}$ по заданному направлению равен единице.

В направлении устья скважины ($\alpha = 180^0$) этот коэффициент составляет:

$$1 \ll K_h = 0,115\sqrt{180} \cdot \sqrt[3]{\frac{l_3}{h_{3AB} + h_{CB}}}, \quad (5.14)$$

в направлении боковой поверхности уступа $\alpha < 90^0$:

$$1 \ll K_W = f(\alpha) \cdot \sqrt[3]{\frac{l_3}{3W}}, \quad (5.15)$$

где $1 \ll f(\alpha) = 0,115\sqrt{\alpha}, \quad (5.15a)$

т.е. заряд можно считать сосредоточенным, если в направлении устья скважины $l_3 \leq h_{3AB}/3$, а в направлении боковой поверхности $l_3 < 3W$.

Эквивалентная приведенная глубина \bar{h}_3 , определяющая относительное по сравнению с контактным уменьшение давлений УВВ заглубленного заряда, в случае взрыва на две свободных поверхности вычисляется по каждому из направлений до этих поверхностей, а именно в сторону устья скважины и в сторону боковой поверхности откоса уступа (или соседней скважины – при больших интервалах замедлений). В последующих расчетах для прогноза безопасных по действию УВВ-условий используется меньшее из полученных значений.

При КЗВ с различными интервалами межгрупповых замедлений (τ , мс) можно использовать рекомендуемые [168] коэффициенты увеличения безопасных расстояний, либо вводить в расчетный заряд коэффициент M увеличения его массы, с учетом расстояния b , м, между замедляемыми группами, угла β развития детонации относительно луча наблюдения (т.е. между направлением на заряд и направлением развития межгрупповой детонации в блоке) [168]: $1 \leq M = \left(\frac{62}{\Delta t}\right)^{0,625} \leq N$, (5.16)

где N – число замедляемых групп; Δt – интервал запаздывания прихода возмущения от соседних групп при короткозамедленном взрывании, мс.

При передаче детонации с помощью детонирующего шнура интервал запаздывания определяется как: $\Delta t = [\tau - b(3\cos\beta - 0,166)]$. (5.17)

Согласно соотношению (5.17), нижняя предельная величина, при которой расчетный эквивалентный заряд группы КЗВ приближается к уровню отдельного взрывания (т.е. $M=1$), близка к 62 мс, что создает дополнительный резерв безопасности по сравнению с рекомендуемым в ФНиП [248] нижним пределом интервала межгрупповых замедлений $\tau=20$ мс.

При широком применении каскадного КЗВ, когда взрываются последовательно или параллельно несколько блоков, удаленных на разных расстояниях от охраняемого объекта (рисунок 5.6), в случае большого количества замедляемых групп и вследствие малой скорости распространения УВВ возмущения, разность расстояний может компенсироваться запаздыванием детонации в более близком блоке, что сопровождается одновременным приходом возмущения к охраняемому объекту от разных блоков.

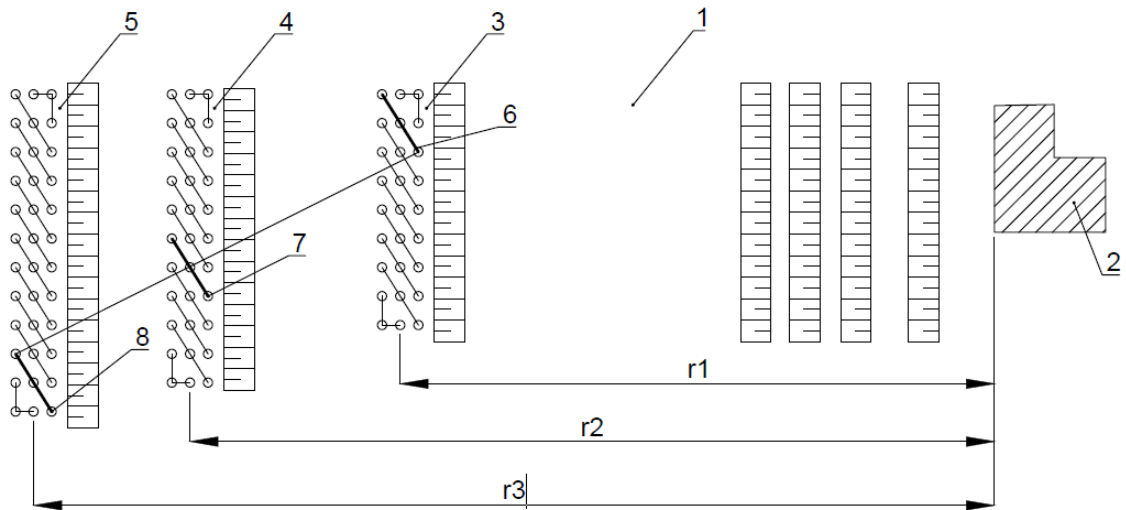


Рисунок 5.6 – Расчетная схема УВВ безопасности при каскадном взрывании: 1 – карьерное поле; 2 – охраняемый объект; 3, 4 и 5 – блоки соответственно №1, 2 и 3 каскадного взрывания; 6, 7 и 8 – группы взрываемых зарядов с одновременным приходом УВВ-возмущения к охраняемому объекту от блоков соответственно №1, 2 и 3; r_1 , r_2 и r_3 – расстояние от взрываемых блоков, соответственно №1, 2 и 3 до охраняемого объекта, м

В этом случае (по аналогии с рекомендациями [248] по сейсмическому воздействию) эквивалентный заряд от одновременно подошедших возмущений от зарядов, находящихся на расстояниях r_1 , r_2 и r_3 от блоков, в указанных соотношениях для кубической и квадратичной зависимости (5.5) и (5.21) определяются при приведении зарядов блоков №2 на расстоянии r_1 :

$$\frac{r_1}{\sqrt[3]{Q_{э1}}} = \frac{r_2}{\sqrt[3]{Q_{э2}}} \quad \text{и} \quad \frac{r_1}{\sqrt{Q_{э1}}} = \frac{r_2}{\sqrt{Q_{э2}}}. \quad (5.18)$$

Получаем эквивалентный накладной заряд при взрывании блока №2, приведенного к расстоянию r_1 :

$$Q_{э2} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_2}\right)^3 \quad \text{и} \quad Q_{э2} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_2}\right)^2. \quad (5.19a)$$

Аналогично, для эквивалентного накладного заряда при взрывании блока №3 и n -го блока, приведенных к расстоянию r_1 :

$$Q_{э3} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_3}\right)^3 \quad \text{и} \quad Q_{э3} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_3}\right)^2 \quad (5.19б)$$

$$Q_{эн} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_n}\right)^3 \quad \text{и} \quad Q_{эн} = Q_{э1} \left(\frac{r_1}{r_n}\right)^2 \quad (5.19в)$$

Общий эквивалентный накладной заряд для одновременно приходимых возмущений от взрывания разноудаленных n -блоков, приведенных к расстоянию r_1 :

$$\sum_{i=1}^n Q_{\text{э}i(R)} = \sum_{i=1}^n Q_{\text{э}1} \left(\frac{r_1}{r_i}\right)^3 \text{ и } \sum_{i=1}^n Q_{\text{э}i(\bar{r})} = \sum_{i=1}^n Q_{\text{э}1} \left(\frac{r_1}{r_i}\right)^2. \quad (5.20)$$

Таким образом, представленные соотношения позволяют выбирать условия УВВ-безопасности взрывания с учетом использования многопараметрических аргументов (приведенного и квадратичного приведенного расстояния), режимов взрывания и возможности одновременного прихода возмущений к охраняемому объекту от блоков при каскадных взрывах на открытых горных работах.

Эффект одновременного прихода к охраняемому объекту возмущений от различно удаленных блоков при КЗВ проявляется в случае, когда система инициирования предусматривает детонацию зарядов в удаленном блоке раньше, чем в более близком. При этом разница расстояний компенсируется задержкой времени инициирования в ближайшем к охраняемому объекту блоке, поэтому для исключения подобных случаев целесообразно последовательное инициирование в блоках по мере их удаления от охраняемого объекта.

Для оперативности расчетов условий УВВ-безопасности взрывов скважинных зарядов с учетом двух свободных поверхностей, режимов КЗВ, типа забойки и допустимых уровней давлений может быть использована разработанная номограмма на параллельных выравненных шкалах (рисунок 5.7), апробированная при расчетах проектов на массовый взрыв в условиях месторождений «Кизильское» и «Абзаковское» (приложение В).

В целом последовательность решения задачи обеспечения УВВ-безопасности массовых каскадных взрывов предлагает:

1. Определение масс мгновенно взрывааемых заглубленных зарядов в замедляемых группах каждого блока и нахождение их тротилового эквивалента с учетом энергетической характеристики применяемого ВВ.
2. Определение накладного эквивалента мгновенно взрываемого заряда группы с учетом наименьшего приведенного заглубления.

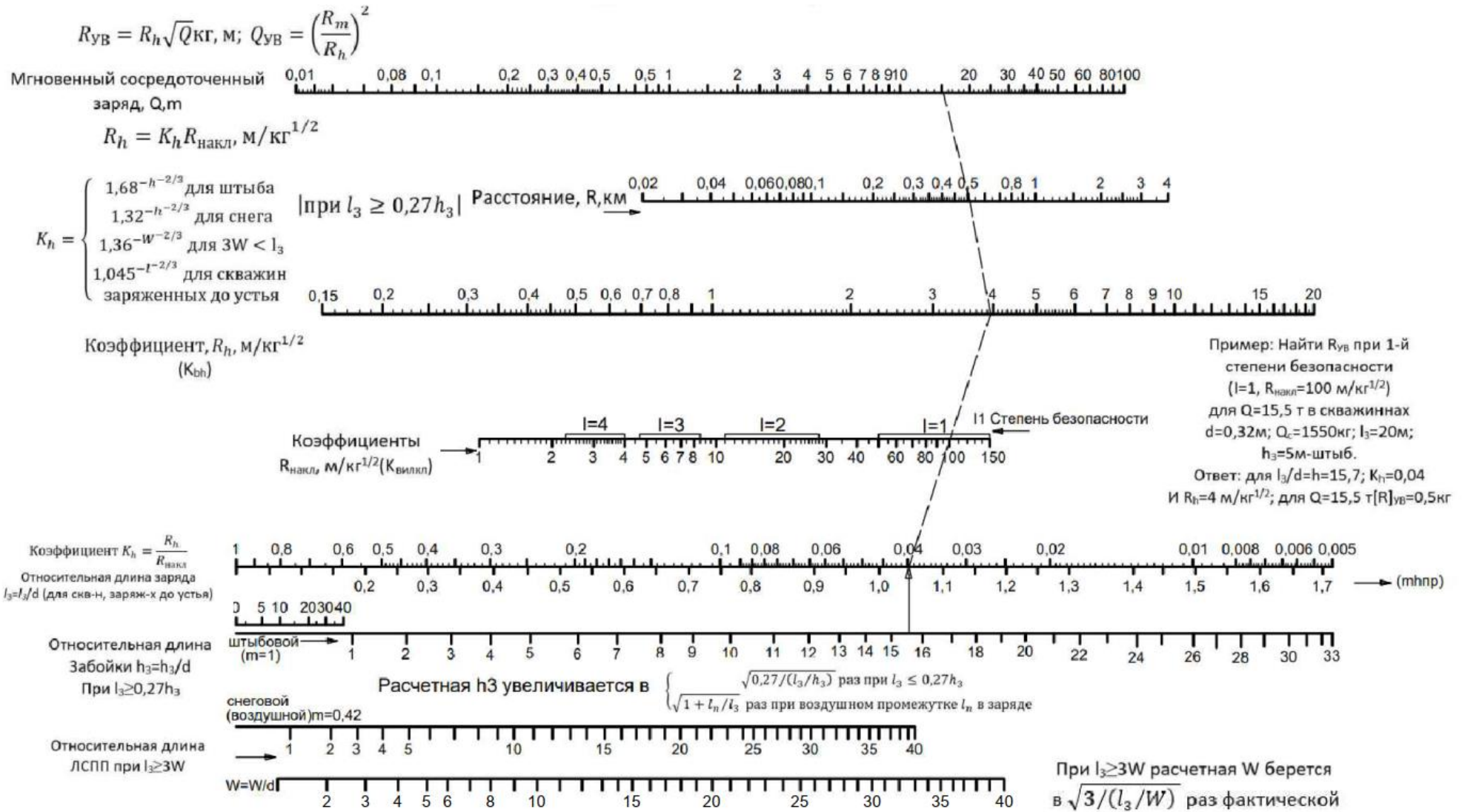


Рисунок 5.7 – Номограмма расчета условий давлений на фронте УВВ

3. Определение возможности усиления давления УВВ при КЗВ за счет уменьшенного интервала фактического замедления каждого из блоков и соответственно этому нахождение увеличенного накладного эквивалента согласно поправки M .

4. В случае, когда к охраняемому объекту возможен одновременный приход возмущений от замедляемых групп разноудаленных блоков, определяется суммарный воздействующий накладной эквивалентный заряд от них.

5. С учетом полученной величины эквивалентного заряда определяется фактическое квадратичное приведенное расстояние ($\bar{r} = \frac{r}{\sqrt{Q_3}}$, м/кг^{1/2}), когда $Q_3 < 1000$ кг и приведенное расстояние ($R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_3}}$, м/кг^{1/3}) при $Q_3 > 1000$ кг.

6. Сопоставление расчетных квадратичных приведенных расстояний с допустимыми значениями, соответствующими заданной степени безопасности (i), проверяет соблюдение условий обеспечения УВВ-безопасности взрыва ($\bar{r} \geq [\bar{r}]_i$ или $R \geq [R]_i$).

7. Если допустимые для охраняемого объекта значения $[\bar{r}]_i$ и $[R]_i$ неизвестны, но имеются ограничения по допустимому для объекта давлению $[\Delta P]$, то по найденным величинам квадратичных (или кубических) приведенных расстояний \bar{r} и R с использованием предложенных формул определяется прогнозное значение давлений у охраняемого объекта. УВВ-безопасность будет обеспечена, если значение давления у охраняемого объекта не превышает допустимого уровня $[\Delta P]$.

Таким образом, применение каскадного взрывания на крупных сложно-структурных месторождениях сопровождается увеличенным эффектом УВВ-воздействия на охраняемые объекты. При планировании параметров буровзрывных работ с применением НСИ и электронного взрывания для различных схем инициирования КЗВ следует учитывать фактор наложения волн и принимать обоснованную поправку на одновременность прихода возмущений к охраняемому объекту от различных мгновенно взрываемых участков в нескольких блоках при каскадных взрывах на карьерах и разрезах. Приведенные аналитические соотношения и номограмма на выровненных параллельных шкалах позволяют опера-

тивно оценить условия УВВ-безопасности массовых взрывов в каскадах и при необходимости скорректировать параметры БВР для обеспечения безопасности охраняемых объектов.

5.3 Обоснование технологии и параметров подготовки пород к выемке с учетом морфологических особенностей рельефа инфраструктуры карьерного поля на ударно-воздушный волновой эффект

В настоящее время многие горнодобывающие предприятия ведут горные работы, разрабатывая одновременно несколько участков карьерного поля на ограниченной территории земельного отвода, образуя при этом искусственные преграды, в том числе и имеющиеся внешние отвалы. Морфологические особенности рельефа инфраструктуры предъявляют определенные требования к ведению массовых взрывов с точки зрения ударной воздушно-волновой безопасности [160]. Аналогичная картина наблюдается и при отработке нагорных месторождений открытым способом [39]. Известно, что на УВВ-эффект особое влияние оказывают состояние проводящей среды и ограничивающие факторы: плотность, температура, давление и влажность атмосферы, низкая облачность, которые непрерывно изменяются во времени и в пространстве. Как показывает теория и практика, начиная с определенных расстояний, погодные условия влияют на интенсивность слабых УВВ. Случаи аномальных больших зон действия УВВ при взрывах в неблагоприятных метеоусловиях отмечалось в отечественной [39, 98, 160, 258] и зарубежной [16, 192] практике. В условиях сложноструктурных месторождений при обеспечении заданной производительности по горной массе при производстве БВР наблюдается эффект ограничения возмущения УВВ в зависимости от объема ВВ, что при определенных морфометрических параметрах рельефа позволяет увеличивать одновременно взрываемую массу заряда.

Таким образом, в районе ведения взрывных работ неравномерность рельефа на пути распространения возмущения также может привести к усилению ударно-воздушного волнового (УВВ) эффекта в местах расположения охраняемых объектов. Поэтому необходимо обоснование и внесение так называемой «поправки на

рельеф» – коэффициент рельефа в массу эквивалентного накладного заряда в зависимости от типа неоднородности искусственной преграды и места его расположения относительно охраняемого объекта.

Как ранее было отмечено (п. 5.2), для оценки УВВ-безопасности промышленных взрывов используются квадратичные и кубические зависимости безопасного расстояния от эквивалентного накладного заряда, что соответствует [166]:

$$\text{- квадратичному приведенному расстоянию } \bar{r} = \frac{r}{\sqrt{Q_э}}; \quad (5.21)$$

$$\text{- приведенному расстоянию: } R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_э}}, \quad (5.22)$$

где r – расстояние от источника взрыва до охраняемого объекта, м; $Q_э$ – масса накладного (контактного) эквивалентного заряда, кг.

Первый из аргументов подобия применяется при эквивалентных накладных зарядах до 1000 кг, а второй соответственно свыше 1000 кг.

Таким образом, в качестве критерия безопасности взрыва принимается значение приведенного расстояния, соответствующее уровню давления для данного типа охраняемых объектов [196].

При горных работах используются заряды рыхления и на выброс, при которых УВВ-эффекты значительно меньше, чем при контактных взрывах, и для оценки этих эффектов используется накладной эквивалент заглубленного заряда ($Q_э = kQ_{загл}$, кг). Коэффициент эквивалентности определяется приведенным заглублением заряда в направлении каждой из свободных поверхностей (например, в сторону устья скважинного заряда или в сторону боковой поверхности).

Для случая крупных контактных взрывов имеется большой экспериментальный материал о связи величины относительных избыточных давлений с приведенным расстоянием [4, 16, 41, 98, 166-168, 203,258].

При контактных зарядах меньше предельного проявляются так называемые химические потери, в результате которых УВВ формируется зарядом меньшим, чем реальный. В [166] предложена масштабная поправка, учитывающая уменьшение доли формирующего УВВ-заряда в общей массе эквивалентного контактного взрыва:

$$1 \geq K_{м.п.} = \sqrt[6]{\frac{Q_э}{Q_{э.пред}}}, \quad (5.24)$$

где Q_3 – фактический контактный тротиловый эквивалент, используемого заряда ВВ данного типа, кг; $Q_{3,пред}$ – предельный заряд для данного типа ВВ потери которого приближаются к нулю: $Q_{3,пред} (ТНТ \text{ и } АС \text{ ВВ}) = 850 - 1000$ кг.

Для ТЭНа, гексогена и других ВВ величина предельного заряда может быть всего несколько килограмм и даже грамм.

При введении поправки (5.24) в фактическую массу контактного (или эквивалентного ему заглубленного) заряда в приведенном расстоянии соотношение показателей степеней расстояния и заряда изменяется с «-3» на «-2» и параметром, определяющим давление при малых зарядах, становится квадратичное приведенное расстояние [248]:

$$\bar{r} = \frac{r}{\sqrt{Q_3}}, \text{ м/кг}^{1/2}; \quad (5.25)$$

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_3 K_{м.п.}}} = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_3} \sqrt[3]{Q_3/Q_{3,пред}}} = \frac{r}{\sqrt{Q_3}} \sqrt[6]{Q_{3,пред}} = \bar{r} \sqrt[6]{1000} = 3,162\bar{r}, \text{ м/кг}^{1/3}. \quad (5.26)$$

В нормативных документах Великобритании согласно [16, 166] масштабные эффекты взрыва учитываются соотношением

$$r = KQ^{1/3}[1 + (3180/Q)^2]^{-1/6} = b + Q^{2/3}[1 + (3180/Q)^2]^{-1/6}, \quad (5.27)$$

Значение коэффициентов K и b связываются со степенью безопасности i [248] следующими аппроксимирующими соотношениями:

$$K = 224 \cdot 2^{-i}, \text{ м/кг}^{1/3}; \quad b = 15,3 \cdot 2^{-i}, \text{ м/кг}^{1/3}, \quad (5.28)$$

где K и b – коэффициенты, которые соответствуют разным степеням безопасности и зависят от уровня i нарушений в зданиях:

- $K = 56$ и $b = 3,83$ – при малых повреждениях (с разрушением 10% остеклений) зданий, нарушения аналогичны второй степени повреждений ([248], $i = 2$), $\Delta P = 4750$ Па;

- $K = 28$ и $b = 1,91$ – при умеренных разрушениях повреждениях внутренних малопрочных перегородок (с разрушением 10% остеклений) зданий, нарушения ($i = 3$ аналог третьей степени повреждений [248]);

- $K = 9,6$ и $b = 0,65$ – здания становятся непригодны для обитания ($i = 4,5$ аналог промежуточный между четвертой и пятой степенями повреждений [248]), $\Delta P = 17500$ Па;

- $K = 5,6$ и $b = 0,38$ – до 50% зданий полностью разрушаются ($i = 5,33$ некоторые превышения пятой степени повреждений [248], предполагающей «разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание составов»), $\Delta P = 40000$ Па;

- $K = 3,8$ и $b = 0,26$ – до 50% полностью разрушение зданий ($i = 6$ нет аналога в [167]);

При использовании квадратичного приведенного расстояния относительное избыточное давление контактных взрывов может быть отобразено соотношением [166] (Пергамент В.Х. и др.):

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = 0,607 \bar{r}^{1,19} \quad [7]. \quad (5.29)$$

При этом допустимые давления для разных степеней i повреждений определяются [98]:

$$\Delta P = 1160(1 \pm 0,23)i^2, \text{ Па} \quad [7] \quad (5.30)$$

Случаю степени безопасности $i=1$, соответствуют следующие значения средних квадратичных приведенных расстояний [167]:

$$\bar{r} = 65, \text{ м/кг}^{1/2}, \text{ для } Q_{\text{конт}} = 2-1000 \text{ кг};$$

$$R = 200, \text{ м/кг}^{1/3}, \text{ для } Q_{\text{конт}} = 1000-5000 \text{ кг}.$$

А для остеклений (наиболее чувствительного к воздействию УВВ элемента здания) допустимые давления определяются эмпирическими соотношениями, учитывающими размеры листового остекления [203]:

$$P^* = \frac{\Delta P}{P_0} = 1,12 \cdot 10^{-2} \Delta^{1,66} (k + 1)^2 / S, \text{ Па} \quad [9] \quad (5.31)$$

где Δ – толщина остекления, мм; $1 \leq k = a/c$ – параметр, учитывающий отношение большего линейного размера застекления к меньшему (a – больший линейный размер, м; c – меньший линейный размер, м); $S = a \cdot c$ – площадь застекления м².

Как уже было отмечено, полученный удлиненный заряд в 20 мс интервале можно рассматривать как накладной эквивалентный заряд для контактного взрыва в безграничной воздушной среде (рисунок 5.8).

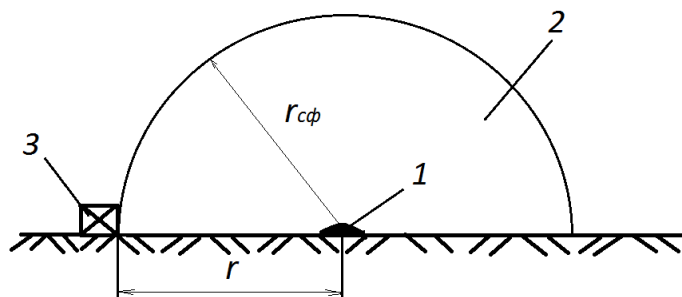


Рисунок 5.8 – Распространение УВВ при взрыве накладного (накладного эквивалентного) контактного заряда ВВ:

- 1 – накладной (эквивалентный накладной) контактный заряд ВВ;
- 2 – объем возмущения (полусфера) УВВ; 3 – охраняемый объект;
- r – расстояние от взрыва до охраняемого объекта, м; $r_{сф}$ – радиус сферы, м

Для учета неоднородности рельефа на пути распространения УВВ и, как следствие, ограничения объема возмущения в воздушной среде найденный эквивалент следует увеличить/уменьшить в $K_{рельеф}$ раз. При этом в расчетах предлагается использовать не фактическую, а увеличенную массу накладного или эквивалентного заглубленного заряда:

$$Q_{э,рельеф} = Q_{э} K_{рельеф}, \quad (5.32)$$

где $K_{рельеф}$ – поправка, учитывающая объем фактически охватываемого возмущения на расстоянии r , м, по сравнению со сферой радиусом $r_{сф} \geq r$, за счет неоднородности рельефа на пути распространения УВВ.

Так, поправка на рельеф при расчете массы безопасного по действию УВВ накладного контактного заряда ВВ определяется как отношение объема охваченного им возмущения к фактическому объему возмущения:

$$K_{рельеф} = \frac{V_{возм}}{V_{факт.возм}}, \quad (5.33)$$

где $V_{возм}$ – объем возмущения при взрыве в безграничной воздушной среде, м³; $V_{факт.возм}$ – объем фактически охватываемого возмущения воздушной среды на расстоянии (r , м), м³.

В зависимости от неоднородности рельефа на пути распространения УВВ получаем следующие соотношения:

а) на пути распространения УВВ отсутствует неоднородность рельефа (рисунок 5.8), $K_{\text{рельеф}} = 1$;

б) на пути распространения УВВ неоднородная возвышенность (гора, отвалы, разработка нагорного месторождения):

$$K_{\text{рельеф}} = \frac{V_{\text{возм}}}{V_{\text{возм}} - V_{\text{рельеф}}} \geq 1; \quad (5.34)$$

в) на пути распространения УВВ выемка значительной величины (карьер):

$$K_{\text{рельеф}} = \frac{V_{\text{возм}}}{V_{\text{возм}} + V_{\text{рельеф}}} \leq 1. \quad (5.35)$$

Таким образом, получаем соотношение поправки на рельеф в общем виде:

$$1 \leq K_{\text{рельеф}} = \frac{V_{\text{возм}}}{V_{\text{возм}} \pm V_{\text{рельеф}}} \leq 1, \quad (5.36)$$

где $V_{\text{возм}}$ – объем возмущения при взрыве в безграничной воздушной среде, м³; $V_{\text{рельеф}}$ – объем рельефа (преграда «-», выемка «+») на пути распространения ударной воздушной волны, м³.

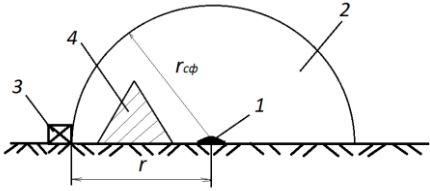
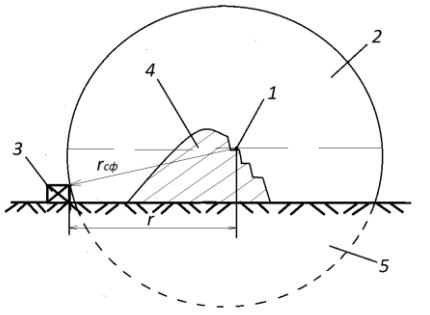
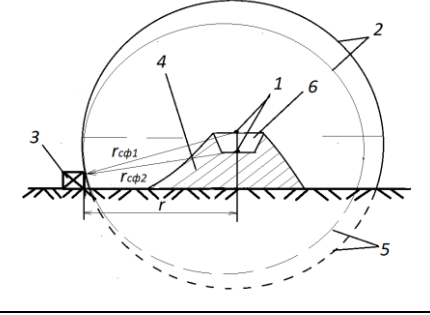
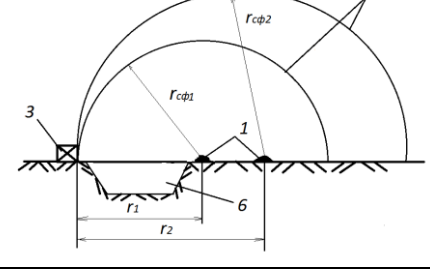
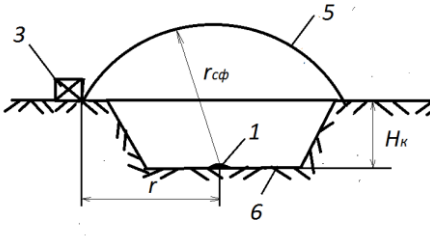
Во всех случаях объем возмущения не превышает сферы, а в большинстве вариантов (взрыв на поверхности) не превышает полусферы и тогда можно использовать в общем виде следующее соотношение:

$$1 \leq K_{\text{рельеф}} = \frac{V_{\text{п.сф.}}}{V_{\text{п.сф.}} \pm V_{\text{рельеф}}} \leq 1 \quad (5.37)$$

В таблице 5.11 приведены поправки на рельеф ($K_{\text{рельеф}}$) в зависимости от его неоднородности и расположения накладного контактного заряда ВВ.

На значительных расстояниях при небольших высотах неровностей рельефа коэффициент, учитывающий рельеф, приближается к единице и не оказывает влияния на изменение УВВ-эффекта, а на близких расстояниях значительно искажаются данные экспериментальных замеров избыточных давлений по сравнению с результатами расчетов [4, 16, 41, 98, 166-168, 203,258]. Именно поэтому при опытных взрывах на ровных площадках или в лабораторных условиях результаты более стабильны, чем выборка в карьерных условиях, где коэффициент вариации равен 30%, по отношению к ровной поверхности (коэффициент вариации равен 5-15%).

Таблица 5.11 – Поправка на рельеф (коэффициент рельефа) $K_{рельеф}$ в зависимости от неоднородности рельефа и расположения накладного контактного заряда ВВ

№ п/п	Форма неоднородности рельефа	Условия реализации	Поправка на рельеф (коэффициент рельефа) $K_{рельеф}$
1		Возвышенность на пути распространения УВВ при взрыве контактного накладного заряда ВВ ($r_{сф} = r$)	$K_{рельеф} = \frac{V_{п.сф.}}{V_{п.сф.} - V_{рельеф}} > 1$
2		Разработка нагорного месторождения ($r_{сф} > r$)	$K_{рельеф} = \frac{V_{сф} - V_{сегм}}{V_{сф} - V_{сегм} - V_{рельеф}} > 1$
3		Разработка нагорного месторождения с карьерной выемкой на вершине ($r_{сф} > r$)	$K_{рельеф} = \frac{V_{сф} - V_{сегм}}{V_{сф} - V_{сегм} - V_{рельеф} + V_{выем}} > 1$
4		Выемка (карьер) на пути распространения УВВ при взрыве контактного накладного заряда ВВ ($r_{сф} = r$)	$K_{рельеф} = \frac{V_{п.сф.}}{V_{п.сф.} + V_{выем}} < 1$
5		Взрыв контактного накладного заряда ВВ в карьере ($r_{сф} > r$)	$K_{рельеф} = \frac{V_{п.сф.}}{V_{сегм} + V_{выем}} < 1$

Примечание. r – расстояние от взрыва до охраняемого объекта, м; $r_{сф}$ – радиус сферы возмущения УВВ, м; H_k – глубина выемки (карьера), м; 4 – неоднородность рельефа; 5 – сегмент; 6 – выемка (карьер).

Таким образом, представленные соотношения позволяют выбирать условия для обеспечения УВВ-безопасности взрывания с учетом использования многопараметрических аргументов (приведенного и квадратичного приведенного расстояния), режимов взрывания и поправки на рельеф ($K_{\text{рельеф}}$) в зависимости от неоднородности рельефа и расположения накладного контактного заряда ВВ при взрывных на открытых горных работах.

В целом последовательность решения задачи УВВ-безопасности массовых взрывов с учетом неоднородности рельефа предполагает:

1. Определение масс мгновенно взрывааемых заглубленных зарядов в замедляемых группах блока.

2. Определение накладного эквивалента мгновенно взрываемого заряда.

3. В случае, когда на пути распространения УВВ к охраняемому объекту наблюдается неоднородность рельефа, т.е. наблюдается ограничение охваченного объема возмущения, необходимо вводить поправку на рельеф ($K_{\text{рельеф}}$).

4. С учетом полученной величины эквивалентного заряда определение фактического квадратичного приведенного расстояния $\bar{r} = \frac{r}{\sqrt{Q_3}}$, м/кг^{1/2}, когда $Q_3 < 1000$ кг и приведенного расстояния $R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_3}}$ м/кг^{1/3} при $Q_3 > 1000$ кг.

5. Сопоставление полученных фактических квадратичных приведенных расстояний с допустимыми значениями соответствующих заданной степени безопасности (i) проверяется соблюдение условий обеспечения УВВ безопасности взрыва ($\bar{r} \geq [\bar{r}]_i$ или $R \geq [R]_i$).

Таким образом, неоднородность рельефа при открытой геотехнологии сопровождается уменьшенным эффектом УВВ-воздействия на прилегающие к карьерному полю охраняемые объекты. С учетом массы эквивалентного накладного заряда замедляемой группы при планировании параметров буровзрывных работ в условиях неоднородности рельефа на пути распространения УВВ следует вносить обоснованную поправку на рельеф, учитывающую объем фактически охватываемого возмущения по сравнению с охваченным им возмущением.

Приведенная поправка на рельеф (коэффициент рельефа) $K_{\text{рельеф}}$ в зависимости от его неоднородности и расположения накладного контактного заряда ВВ позволяет оперативно оценивать условия УВВ безопасности при взрывах на карьерах.

5.4 Методика обоснование технологии подготовки пород к выемке и определение рациональных параметров буровзрывных работ, обеспечивающих эффективность функционирования горно-обогатительного производства

С целью обеспечения эффективности функционирования горно-обогатительного производства путем управления качеством минерального сырья разработана методика обоснования технологии подготовки пород к выемке и определение рациональных параметров буровзрывных работ, учитывающая газодинамический и волновой механизм разрушения в условиях уступной скважинной отбойки на сложноструктурных месторождениях.

Таким образом, ударная волна обуславливает качественную, а расширяющиеся газы взрыва - количественную сторону взрывного действия скважинного колонкового заряда ВВ при уступной технологии подготовки к выемке пород разного текстурно-структурного строения. Этим действием можно управлять, создавая эффективный режим отбойки и дробления горных массивов с учетом:

- *геометрических условий (максимальный, кондиционный и средний размер куска)* – расчет конструктивных параметров БВР;
- *требований к качеству минерального сырья и виду (ассортименту) товарной продукции* – расчет геометрических параметров БВР;
- *ограничивающих факторов безопасности (сейсмика, УВВ, разлет и газовый фактор)* – расчет энергетических параметров БВР.

При описании такого источника энергии, как заряд ВВ, лишь с малой степенью точности можно рассматривать отдельные его модели в приближении к свойствам среды, в которой происходит взрыв. В реальных условиях при применении буровзрывных работ как источника подготовки пород к выемке прямо или косвенно влияет множество факторов, которые условно можно разделить на две группы:

1) факторы, характеризующие изменение параметров взрывного импульса (тип ВВ, масса заряда в скважине, конструкция и форма отдельных частей заряда);

2) факторы, основанные на изменении граничных условий (высота уступа, условия заложения заряда, наличие свободной поверхности, линии наименьшего сопротивления, глубина заложения зарядов).

При изыскании основных путей повышения эффективности использования энергии взрыва зарядов ВВ за счет снижения диссипативных потерь необходимо прежде всего учитывать главные факторы, влияющие на характер разрушения. Принципиальное значение имеет количество энергии взрыва зарядов ВВ, затрачиваемой на разрушение пород ударной волной и расходуемой на работу разрушения расширяющимися газами. Между действием ударных волн и расширяющихся газов проявляется определенная последовательность, зависящая от ряда параметров заряда и взрываемой среды. Таким образом, для повышения степени использования энергии взрыва необходимо рационально использовать эти энергии. Каждая из этих двух составляющих влияет на характер взрываемого массива, который зависит также от свойств массива, параметров заряда и размещения его относительно плоскостей обнажения.

Увеличение производственной мощности на карьерах и разрезах ведет к применению взрывной высокоуступной геотехнологии ($H_y=15-20$ м). Рост высоты уступа ведет к увеличиванию глубины заложения скважинного заряда, ЛНС и ЛСПШ, что неоднозначно сказывается на качестве и негативном воздействии взрывной подготовки.

Вопрос о влиянии глубины заложения заряда на работоспособность и качество взрывной подготовки был нами подробно рассмотрен в п. 3.1, где изучалось перераспределение энергии взрыва между кинетической энергией перемещения и дробления горной массы и энергией ударных волн при дополнительном дроблении (за счет волн сжатия и растяжения) и сейсмического воздействия при изменении глубины заложения заряда. Было показано, что при увеличении глубины заложения заряда происходит перераспределение затрат энергии взрыва на выброс

породы и образование сейсмических колебаний. То есть существует оптимальное значение глубины заложения заряда ВВ.

Проведенный эксперимент в полигонных условиях на Талдинском угольном разрезе показал существование оптимальной приведенной глубины заложения ($h_{пр} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$) скважинных зарядов, при которой происходит перераспределение энергии взрыва, а именно минимальное количество энергии затрачивалось на распространение сейсмических волн (см. рисунок 3.2) вглубь массива, а максимальное на дробление и перемещение (см. рисунок 3.3) раздробленной горной массы.

Поэтому при расчетах параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления, выход товарной фракции и безопасность взрывных работ, необходимо особое внимание уделять определению оптимальной приведенной глубины заложения, что в последствии определяет массу и длину скважинного заряда ВВ. В первую очередь это характерно для взрывов в зажатой среде (проходка траншей, взрывание на подпорную стенку и высоких уступов).

Важным фактором, влияющим на качество дробления (снижение потерь и разубоживания, равномерное дробления, проработка подошвы уступов), как уже было ранее отмечено в п. 3.3, являются свойства взрывчатых веществ, применяемых при взрывных работах. Способность эмульсионных взрывчатых веществ изменять свои плотностные свойства по длине заряда (плотность «Сибирит-1200» изменяется в диапазоне от 0,8 до 1,25 кг/м³ в зависимости от процесса газогенерации) позволило эффективно распределить энергии заряда на равномерное дробление по высоте уступа, изменения времени воздействия взрыва на окружающую среду и частотного состава колебаний.

Результаты моделирования плотности эмульсионных составов (п. 3.3) и данные различных исследований показывают, что различия в типах взрывчатых веществ целесообразно учитывать по соотношению удельной теплоты взрыва заряда тротила и применяемого ВВ. Рассмотрение характеристик ВВ, используемых на карьерах, показывает, что эти соотношения составляют 0,8-1,25. Использование в современных условиях эмульсионных взрывчатых веществ обуславливает-

ся, в первую очередь, типом и физико-механическими свойствами взрывааемых пород и их обводненностью, а также мобильностью, быстротой изготовления больших объемов, безопасностью применения и высоким КПД взрывом.

В п. 3.2 процесс подготовки горных пород к выемке с помощью БВР при высокоуступной технологии рассмотрен также с точки зрения технологичности, качества и обеспечения безопасности. Так, при увеличении высоты уступа 15 м и более бурение первого ряда скважин не всегда обеспечивает условие безопасного бурения, т.к. расчетные значения линии сопротивления по подошве не проходят по условию безопасного бурения первого ряда скважин. В условиях Круторожинского месторождения габбро-даибазов к реализации рекомендованы следующие методы и технологии производства буровзрывных работ:

- применение скважин большего диаметра;
- применение механических расширений по длине скважины;
- применение наклонных скважин, пробуренных параллельно откосу уступа;
- увеличение энергии заряда ВВ (тип ВВ, удельный расход ВВ);
- применение парносближенных скважин.

Проведенные экспериментальные исследования в п. 3.1 - 3.5, 4.1 - 4.4, 5.1 – 5.4 и обобщенные в п. 5.5 позволили разработать методику расчета конструктивных, энергетических и геометрических параметров скважинных зарядов, обеспечивающую требуемое качество дробления, технологичность и безопасность выполнения процесса подготовки. В основу методики заложена определенная экспериментально-оптимальная приведенная глубина заложения ($h_{np}=0,9-1,1$ м/кг^{1/3}), отклонение от которой в большую или меньшую сторону ухудшает качество дробления и снижает эффективность действие взрыва.

Приведенная глубина заложения, м/кг^{1/3} (приведенная ЛНС при взрывании на одну свободную поверхность) рассчитывается по формуле

$$\overline{h_{np}} = \frac{H_c - 0,5l_3}{\sqrt[3]{Q_c}} = \frac{W}{\sqrt[3]{Q}}, \quad (5.38)$$

где H_c , – глубина взрывааемых скважин, м; l_3 , – длина скважинного заряда, м; Q – масса скважинного заряда, кг; W – ЛНС, м.

Зная диаметр взрывааемых скважин d_c , м, ЛНС может быть рассчитана по формуле

$$W = \gamma d_c, \quad (5.39)$$

где γ – коэффициент, учитывающий условие ведения взрывных работ, плотность заряжения, трещиноватость, коэффициент крепости, плотность горных пород, соотношение энергий выбранного и эталонного ВВ (Аммонит №6ЖВ); d_c – диаметр скважинного заряда, м.

$$W = \frac{32}{\sqrt[4]{f}} \sqrt{N_i \frac{Q_v}{Q_v^I}}, \quad (5.40)$$

где f – коэффициент крепости горных пород; N_i – число обнаженных поверхностей; Q_v – удельная энергия применяемого ВВ, кДж/кг; Q_v^I – удельная энергия эталонного ВВ, кДж/кг.

Далее по данной приведенной глубине заложения и рассчитанной по формуле (3.2) ЛНС при взрывании на одну $N_i = 1$ (проходка траншеи) или на две $N_i = 2$ (отработка уступов) поверхности обнажения определяем массу скважинного заряда и, как следствие, длину заряда и глубину скважины.

Массу скважинного заряда, кг, определим из зависимости:

$$Q = \left(\frac{W}{h_{np}} \right)^3, \quad (5.41)$$

Длина скважинного заряда, м,

$$l_3 = Q/P, \quad (5.42)$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг/м, которую определяют по известной зависимости:

$$P = \frac{\pi d_c^2}{4} \Delta, \quad (5.43)$$

где Δ – плотность заряжения, кг/м³.

Глубина скважины, м,

$$H_c = h_{np} \sqrt[3]{Q} + 0,5l_3. \quad (5.44)$$

Величина удельного расхода ВВ для обеспечения требуемой степени дробления пород рассчитывается с учетом свойств разрушаемого массива, диаметра за-

ряда и высоты уступа. При применении многорядного короткозамедленного взрывания диаметр среднего куска взорванной горной массы связан с параметрами отбойки d_{cp}, q , структурой массива и высотой уступа H соотношением

$$d_{cp} = \frac{1}{\frac{1}{d_c} + \frac{300+H}{100+d_e}q}. \quad (5.45)$$

Получаем

$$q = \left(\frac{1}{d_{cp}} - \frac{1}{d_c} \right) \frac{100+d_e}{300+H}, \quad (5.46)$$

где d_e – диаметр средней естественной отдельности в массиве, м; H – высота уступа, d_c – диаметр скважинного заряда ВВ, мм; q – удельный расход ВВ, кг/м³.

При этом выход фракции заданного размера определяется из выражения

$$\eta = e^{-0.8\lambda^2\sqrt{\lambda}}, \quad (5.59)$$

где η – выход фракций сверху; λ – отношение линейного размера искомой фракции x к диаметру среднего куска d_{cp} .

Дальнейшие расчетные параметры (сетка скважин, расположение в плане и порядок взрывания) определяются по условиям технологичности и безопасности бурения первого ряда скважин при высокоуступной технологии, а также по условию безопасности проявления негативных факторов действия взрыва, а именно ограничения массы заряда замедляемой группы в 20 мс отрезке и общей массы применяемого взрывчатого вещества на блок с учетом поправок на морфологические особенности рельефа, на одновременность наложения прихода возмущений к охраняемому объекту от мгновенно взрывающихся участков в различных разноудаленных блоках при каскадных взрывах, на ограничение объемов.

Выбор технологии и обоснование параметров буровзрывной подготовки с точки зрения требуемого качества дробления, технико-технологического исполнения и выполнения условий безопасности произведен на основе анализа известных методов управления действием взрыва, как рассмотренных в данной диссертационной работе, так и тех, которые являются приоритетными в практике взрыв-

ного дела, на основании сравнительной оценки эффективности их применения на карьерах и разрезах. Характеристика методов управления действием взрыва по условиям и эффективности их применения даны в таблице 5.12.

В работе рассмотрены в качестве приоритетных 13 вариантов (T_i) технологий ведения БВР, основанных на эффективных методах управления действием взрыва и обеспечивающих требуемые показатели качества минерального сырья с учетом геометрических условий и безопасности ведения взрывных работ на карьерах и разрезах (таблица 5.13).

Таблица 5.12 – Методы управления действием взрыва, позволяющие повысить эффективность процесса подготовки

Метод управления	Условия применения	Эффективность метода	
		Качество дробления	Условия безопасности
1. Изменение свойств массива разупрочнением	1;2	В	С
2. Высота уступа (10, 15, 30 м)	1;2	В	В
3. Диаметр скважины (150 - 270 мм)	1;2;3	В	В
4. Нагрузка на заряд (количество обнаженных поверхностей и глубина заложения заряда): - наклонные скважины; - парносближенные скважины; - скважины с расширением в донной части (котловой)	1;2	В	В
5. Конструкция заряда: - сплошной колонковый; - рассредоточенный промежутками	1;2 2	В	С
6. Тип ВВ - тротилосодержащие и простые аммиачно-селитренные; - эмульсионные	1;2	В	В
7. Подпорная стенка	2	С	С
8. Схемы и режимы взрывания КЗВ	1;2;3	В	В
9. Экранирующая щель	1;2;3	С	В
10. Фланговая ориентация взрываемого блока к охраняемому объекту	1;2	С	С
11. Направление детонации в блоке от охраняемого объекта	1;2	В	В

Примечание. Условие применение метода: 1 – проходка траншей; 2 – обработка уступов; 3 – обработка приконтурной ленты и заоткосочной части.

Эффективность метода: В – высокая (коэффициент относительного уменьшения сейсмоэффекта и УВВ в 5-6 раза); С – средняя (3-4 раза); М – малая (1,5-2 раза).

Таблица 5.13 - Технологии буровзрывных работ

Варианты технологии БВР	Элементы технологии																
	Высота уступа, м		Диаметр скважин, мм		Бурение скважин		Нагрузка на заряд			Конструкция заряда			Тип ВВ				
	10	15	170	220	вертикальное	наклонное	парносближенные	с расширением в донной части	котловой	сплошной	рассредоточенный	комбинированный	с кольцевым зазором	трогилосодержащие и АС	эмульсионные	подпорная стенка	экранирующая щель
1 (базовый)	♦		♦		♦					♦				♦			
2	♦		♦		♦					♦					♦		
3		♦		♦	♦		♦			♦				♦			
4	♦		♦		♦		♦					♦		♦			
5		♦	♦		♦			♦	♦					♦			
6	♦		♦		♦		♦			♦					♦		♦
7	♦		♦		♦	♦	♦			♦				♦		♦	
8		♦		♦	♦		♦			♦				♦			
9		♦	♦		♦		♦				♦				♦		
10	♦		♦		♦			♦						♦			♦
11	♦		♦		♦		♦				♦				♦	♦	
12	♦		♦		♦		♦						♦	♦			
13		♦	♦		♦		♦							♦			♦

Примечание. ♦ - наличие технологического признака.

Предварительная качественная оценка вариантов проведена по эффективности и безопасности ведения буровзрывных работ. В качестве базового варианта для сравнения принят вариант технологии Т1. Сравнительным анализом установлено, что технологии Т3, Т5, Т8 и Т9 (применение высокоуступной технологии) увеличивают нагрузку на заряд и позволяют реализовать рекомендации, основанные на вы-

полнении условий требуемого качества дробления горной массы, техно-логичности и безопасности процесса подготовки с помощью буровзрывных работ.

Технологии Т3, Т7, Т8 с применением скважин уменьшенного диаметра 170 мм требуют дополнительного объема буровых работ в связи с уменьшением сетки скважин, обеспечивают качественное дробление пород и безопасное ведение буровзрывных работ в районе охраняемых объектов.

Применение зарядов рыхления (технологии Т2, Т1, Т12, Т13), эмульсионных взрывчатых веществ (технологии Т6, Т9, Т11), а также взрывание в «зажиме» (технологии Т7, Т11), кроме того, что снижают негативное действие взрыва и обеспечивают минимальный разлет кусков.

Разработан алгоритм определения параметров БВР с учетом: геометрических условий; требований к качеству минерального сырья и виду (ассортименту) товарной продукции и ограничивающих факторов безопасности (рисунок 5.9).

Таким образом, разработанная методика обоснования технологии подготовки пород к выемке и определения рациональных параметров буровзрывных работ позволяет на этапе проектирования учесть текстурно-структурные особенности сложноструктурного массива, подобрать параметры: конструктивные (диаметр скважины, конструкцию и длину заряда), геометрические (сетка скважины), энергетические (масса заряда ВВ в скважине, в группе и блоке) и безопасность (ограничивающие факторы по разлету, сейсмике, УВВ), а на этапе эксплуатации обеспечить регулирование параметров БВР с учетом оперативной производственной обстановки, что позволяет обеспечить эффективность функционирования горно-обогатительного производства.

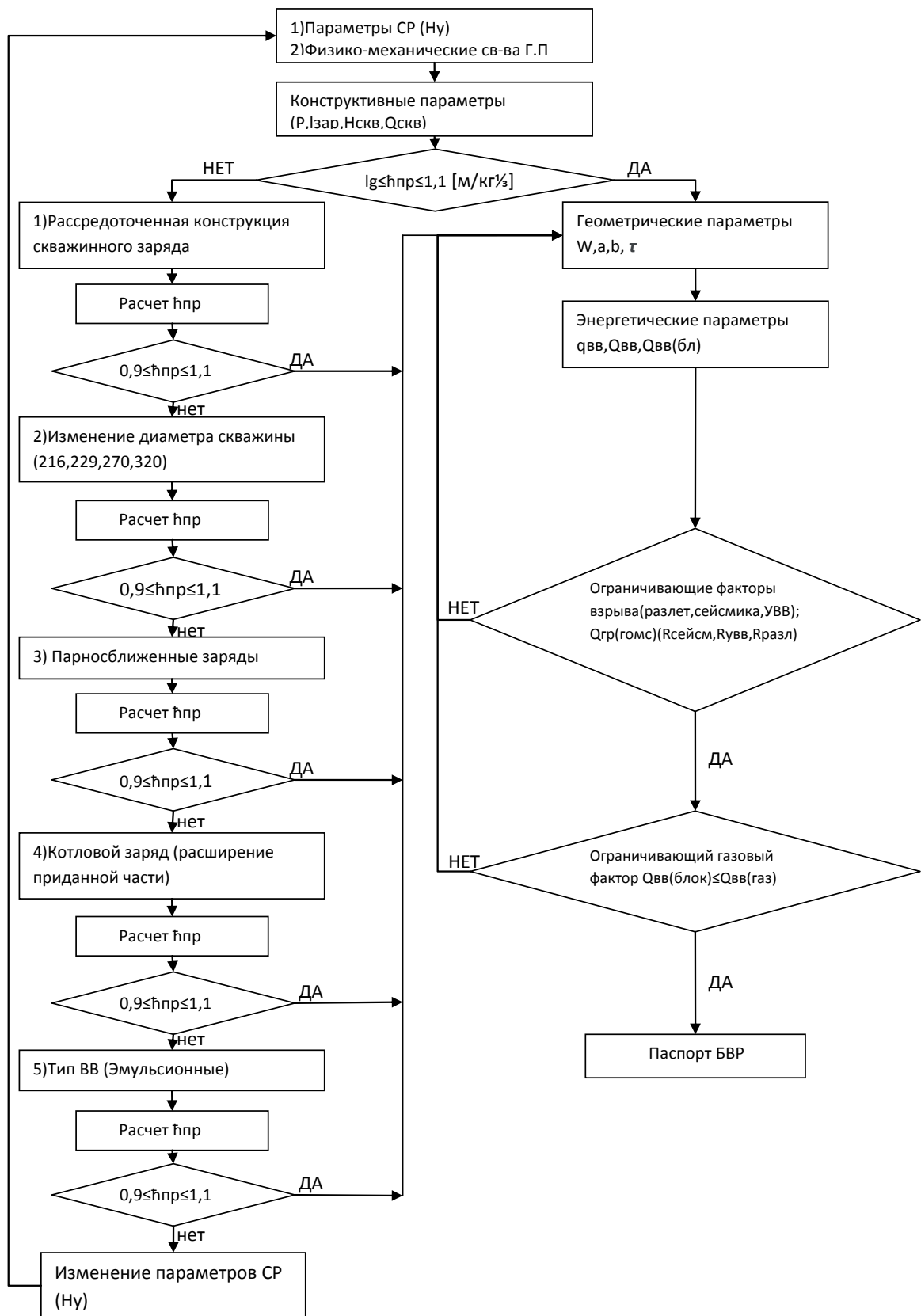


Рисунок 5.9 – Алгоритм определения параметров БВР с учетом: геометрических условий; требований к качеству минерального сырья и виду (ассортименту) товарной продукции и ограничивающих факторов безопасности (приложение В)

Выводы по главе 5

1. Доказано, что увеличение объемов взрывной подготовки с учетом повышения полноты освоения запасов и качества минерального сырья сдерживается основными негативными факторами: сейсмическое и ударно-воздушное волновое воздействие. При этом радиус поражения при производстве БВР зависит от энергетических параметров буровзрывной подготовки с учетом прохождения взрывной волны в проводящих средах (массы заряда в замедляемой группе).

2. Установлено, что применение каскадного взрывания сопровождается усилением воздействия УВВ-эффектов на прилегающие к участку ведения горных работ охраняемые объекты. Приведены аналитические соотношения для определения давлений на фронте воздушных волн контактных взрывов и эквивалентных им заглубленных зарядов в зависимости от массы мгновенно взрываемого заряда и расстояния до охраняемого объекта.

3. Предложена поправка, учитывающая одновременность наложения прихода возмущений к охраняемому объекту от мгновенно взрываемых участков в различных разноудаленных блоках при каскадных взрывах на открытых горных работах. Для оперативных расчетов УВВ-безопасности представлена номограмма на выровненных параллельных шкалах.

4. Установлено, что неоднородность рельефа поверхности расположения основных горнотехнических сооружений при ведении взрывных работ приводит к усилению воздействия ударно-воздушного волнового (УВВ) эффекта на прилегающие к карьерному полю охраняемые объекты. Предложена поправка, учитывающая объем фактически охватываемого возмущения на расстоянии r , м, по сравнению с охваченным им возмущением за счет неоднородности рельефа на пути распространения УВВ ($1 \leq K_{\text{рельеф}} = \frac{V_{\text{п.сф.}}}{V_{\text{п.сф.}} \pm V_{\text{рельеф}}} \leq 1$). На основе геометрического моделирования представлены соотношения поправок на рельеф в зависимости от типа неоднородности и места его расположения относительно охраняемого объекта.

5. Разработана методика расчета конструктивных, энергетических и геометрических параметров скважинных зарядов и алгоритм определения параметров БВР с учетом геометрических условий, требований к качеству минерального сырья и виду (ассортименту) товарной продукции и ограничивающих факторов безопасности.

6. Выполнена оценка эффективности методов управления действием взрыва, ведущих к снижению сейсмического и УВВ-эффекта, в основу которой заложены коэффициенты уменьшения сейсмических и воздушных волн ($K_y=2-6$ раз). На основании проведенной оценки эффективности методов управления действием взрыва разработаны рациональные технологии ведения БВР, обеспечивающие требуемую безопасность ведения взрывных работ на карьерах.

6 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПР УПРАВЛЕНИЮ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

6.1 Рекомендации по повышению качества товарной продукции в условиях разреза «Талдинский» при буровзрывной подготовке

При производстве взрывных работ на уступах высотой 15-30 м для достижения оптимальных параметров БВР предлагается:

- установка автоматизированной системы управления параметрами буровзрывных работ, включающих установление рекомендуемых значений удельного расхода ВВ, диаметра скважин, приведенной глубины заложения, конструкции заряда в скважине;

- применение специальных устройств для рассредоточения колонки заряда в скважинах глубиной 15-30 м;

- применение универсальных запирающих устройств (УЗУ) для забойки скважин;

- создание воздушных полостей в донной части скважины.

Целью внедрения системы управления параметрами БВР является:

- повышение качества заряжания, взрывания и дробления массива горных пород;

- автоматизация планирования и учета работы смесительно-зарядной машины (СЗМ);

- получение достоверной информации о проектных данных СЗМ по зарядке скважин, расходу ВВ, учету заряженных скважин в блоке, статусов и показателей работы оборудования;

- обеспечение безопасности труда и снижение факторов риска аварий и травмирования персонала;

- повышение эффективности производства и качества взрывных работ (повышение производительности СЗМ, снижение удельного расхода ВВ, повышение качества взорванной горной массы, снижение эксплуатационных затрат на экска-

вацию горной массы и повышение производительности выемочно-погрузочной техники).

Принцип работы системы следующий. При проектировании заряжания блока готовится проект на массовый взрыв с учетом результатов фактического бурения. Проект на заряжание скважин в блоке доступен взрывному персоналу и в соответствии с ним взрывники производят заряжание скважин с заданными параметрами и в заданном порядке. Далее представленные скважины становятся доступны операторам СЗМ.

Специальные устройства для рассредоточения колонки заряда в скважинах глубиной 15-30 м

Рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления вследствие увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом.

Применение рассредоточенного заряда целесообразно только в том случае, если емкость скважины используется не полностью, для размещения ВВ и создаются воздушные и водяные промежутки, формируется инертная забойка из различных видов материалов и горных пород.

Для рассредоточения скважинных зарядов на основании результатов экспериментальных массовых взрывов рекомендовано применение бурового штыба, скважинных затворов различных модификаций (пневматических и подвесных, устанавливаемых на необходимую глубину и удерживаемых на ней шпагатом, а также их аналогов).

На рисунке 6.1 приведены конструкции рассредоточенных зарядов, рекомендованные на основании анализа выполненных опытно-экспериментальных работ.

Универсальные запирающие устройства

Устройства запирающие универсальные для взрывных скважин (УЗУ) предназначены для запираания газообразных продуктов взрыва в зарядной полости во взрывных скважинах диаметром 150-270 мм. УЗУ применяются с целью снижения удельного расхода взрывчатых веществ, интенсификации процесса дробления горных пород, повышения качества дробления горной массы.

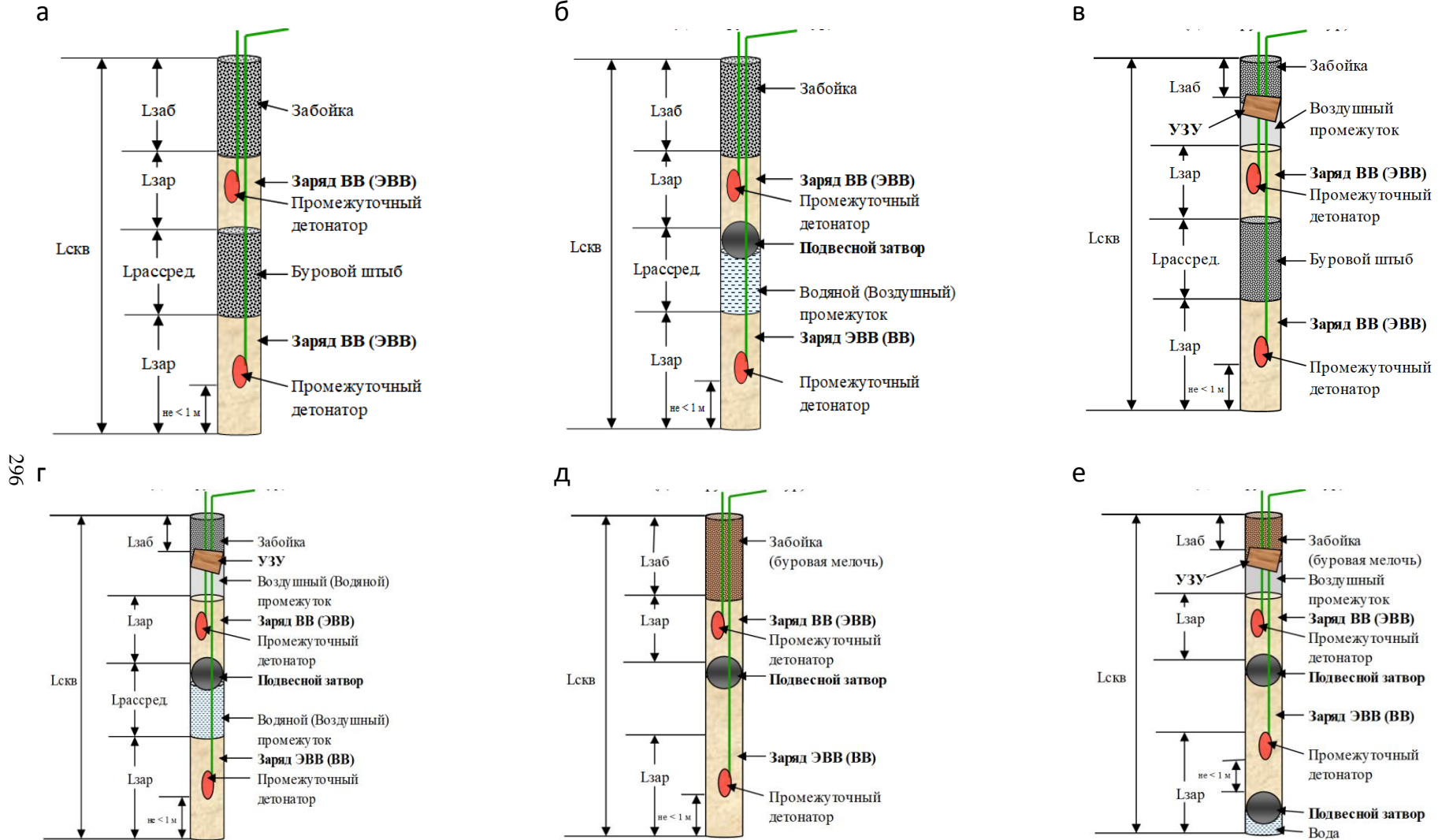


Рисунок 6.1 – Рекомендованные конструкции рассредоточенных зарядов:

а – с инертной забойкой; б – с водяным затвором; в – с воздушным промежутком; г - е – с забойкой, запирающим устройством воздушным или водяным промежутками и подвесным затвором

Установка УЗУ в скважину производится согласно инструкции по применению данных универсальных запирающих устройств. Применение УЗУ позволяет увеличить эффективность ведения взрывных работ за счет:

- запираения продуктов взрыва в скважинах любой степени обводненности, при использовании любого типа ВВ;
- увеличения КПД взрыва за счет большей продолжительности воздействия газообразных продуктов взрыва на массив, следовательно, при этом происходит снижение удельного расхода ВВ;
- увеличения производительности труда взрывников по формированию, комбинированию забойки скважин в 2 раза по сравнению с предупредной инертной забойкой;
- уменьшения выбросов продуктов взрыва в атмосферу.

На рисунке 6.2 показана рекомендуемая по результатам опытно-промышленных испытаний конструкция скважинного заряда с применением универсального запирающего устройства.

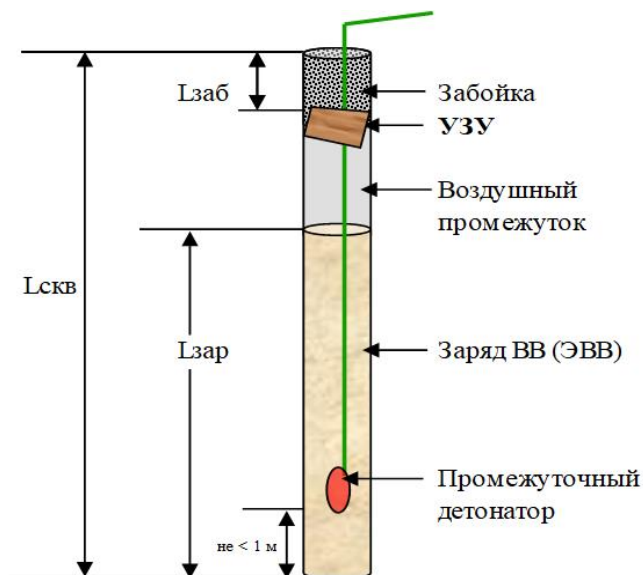


Рисунок 6.2 – Рекомендуемая конструкция скважинного заряда при применении уступов увеличенной высоты (до 30 м)

Воздушные полости в донной части скважины

Придонные компенсаторы (ПК) для взрывных скважин предназначены и предусматриваются для замещения части заряда взрывчатых веществ в донной части в сухих и слабообводненных скважинах диаметром 150-270 мм с целью снижения удельного расхода ВВ при подготовке горных пород к выемке буровзрывным способом на открытых горных работах.

Установка ПК в скважину производится согласно инструкции по применению данных придонных компенсаторов.

На рисунке 6.3 показаны рекомендуемые конструкции зарядов с использованием природного компенсатора в донной части в слабообводнённых скважинах.

Таким образом, рекомендованные рассредоточенные скважинные заряды с применением УЗУ и с придонным компенсатором позволяют снизить пиковые давления в период детонации, равномерно распределить массу заряда ВВ по всей длине скважины при взрывании высоких уступов высотой 15-30 м за счет увеличения времени воздействия взрывного импульса. Данные конструкции скважинных зарядов позволяют также снизить приведенную глубину заложения с 1,6-1,8 кг/м³ до рекомендуемого рационального диапазона 1,1-1,2 кг/м³ без увеличения дополнительных эксплуатационных затрат на бурение. Также снижается удельный расход эмульсионных взрывчатых веществ (Сибирит-1200) на 12%.

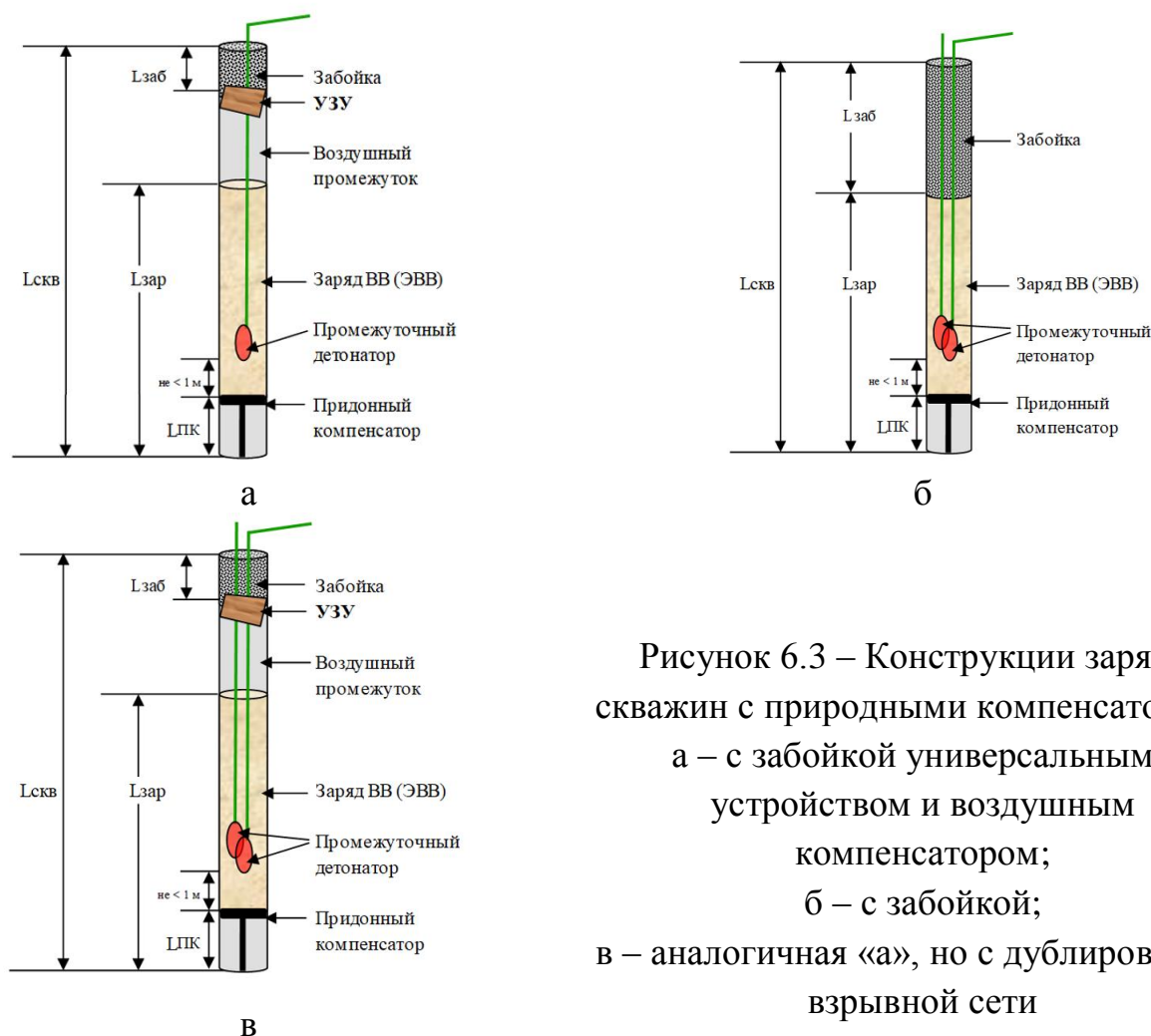


Рисунок 6.3 – Конструкции зарядов скважин с природными компенсаторами:
 а – с забойкой универсальными устройством и воздушным компенсатором;
 б – с забойкой;
 в – аналогичная «а», но с дублированием взрывной сети

Обеспечение требуемого качества дробления

Рациональная степень взрывного дробления пород Z_p оценивается отношением диаметра средней естественной отдельности d_e к диаметру среднего куска взорванной породы d_{cp} . Её устанавливают из следующего выражения:

$$Z_p = 1 + \frac{\kappa \cdot d_e^{n_1}}{\mathcal{E}_{BB}^{n_3} + E^{n_2}}, \quad (6.1)$$

где κ – коэффициент, учитывающий конструктивные особенности выемочного оборудования (форму ковша, удельную массу и т.д.); n_1, n_2, n_3 – коэффициенты, характеризующие соответственно, диаметр среднего естественного структурного блока, тип экскаватора, относительную эффективность ВВ; E – вместимость ковша, м³; d_e – диаметр естественного структурного блока, м; \mathcal{E}_{BB} – относительная эффективность применяемого ВВ,

$$\mathcal{E}_{BB} = \frac{K_{BB}}{P_{BB}}, \quad (6.2)$$

где K_{BB} – переводной коэффициент эквивалентных зарядов; P_{BB} – относительная стоимость применяемого ВВ,

$$P_{BB} = \frac{C_{\text{эт}}}{C_{BB}}, \quad (6.3)$$

где $C_{\text{эт}}$, C_{BB} – цена за 1 кг, соответственно, эталонного и рассматриваемого ВВ.

Значения характеристик κ, n_1, n_2, n_3 для различных типов экскаваторов принимаются по данным таблицы 6.1. Относительные характеристики ВВ приведены в таблице 6.2.

Таблица 6.1 – Значения характеристик κ, n_1, n_2, n_3 условий выемочно-погрузочных работ при разработке взорванных пород карьерными экскаваторами по транспортной технологии

Параметры	Тип экскаватора					
	Прямая мехлопата			Обратная гидравлическая лопата ЭГО	Шагающий драглайн, ЭШ	
	с нормальным рабочим оборудованием, ЭКГ					
	с нормальным рабочим оборудованием, ЭКГ	с удлиненным рабочим оборудованием, ЭКГ-у (ЭКГ-ус)				
$E, \text{ м}^3$	5-23	25-35	56	5-15	5,2-28	5-20
κ	1	1,05	1,15	1	1	1,05
n_1	2	2	2	2	2	2
n_2	0,2	0,2	0,2	0,17	0,13	0,13
n_3	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25

Таблица 6.2 – Относительные характеристики ВВ

Тип ВВ		Относительные характеристики, дол. ед.		
		Работоспособности $K_{ВВ}$	Стоимости P_B	Эффективности $\mathcal{E}_{ВВ}$
Игданит		1,1	0,3	0,38
Гранулиты:	НП (гл.АС)	1,1	0,4	0,47
	НП (пор.АС)	0,9	0	0,47
	УП-1 (местного изготовления)	1,1	0	0,56
	УП – (заводской)	1,1	0,6	0,68
Граммонит ТК-5		1,1	0,6	0,75
Сибирит 1200; Сибирит ПСМ-7500		1,3	0	0,77
Граммонит ТК-10		1,0	0,7	0,8
Граммонит ТКЗ-15		1,0	0,9	0,99
Граммонит 79/21 (эталон)		1,	1,	1,0
Эмульсолит (П, А-20)		1,	0,8	1,06
Граммонит 30/70		1,1	1,9	2,17
Гранулотол		1,0	2,5	3,07

Оценка экономической эффективности технологических рекомендаций

1. Изменение сетки буровых скважин и сокращение объема бурения, м.

Эксплуатационный блок при высоте уступа 15 и 30 м.

Считаем в расчете на год по формуле

$$\left(\frac{V_{\text{год}}}{V_{\text{г.м.}}} - \frac{V_{\text{год}}}{V_{\text{г.м.2}}} \right) C_{\text{бур}}, \quad (6.4)$$

где $V_{\text{год}}$ – производительность разреза по вскрыше, м³/год; $V_{\text{г.м.}}$ – выход взорванной горной массы, м³/м; $C_{\text{бур}}$ – себестоимость бурения 1 погонного метра скважины, руб./м;

Увеличение выхода горной массы с 1 погонного метра скважины приведет к сокращению объема бурения и снижению эксплуатационных затрат на бурение на 1 погонный метр скважины и рабочего парка буровых машин.

Таблица 6.3 – Экономическая оценка применения буровзрывной подготовки в условиях разреза «Талдинский» за счет изменения сетки скважин

Сетка скважин, м × м	Производительность карьера по вскрыше $V_{\text{год}}$, тыс. м ³ /год	Выход взорванной горной массы с 1 погонного метра скважины, м ³ /м	Годовой объем бурения $V_{\text{бур}}$, тыс. м/год	Себестоимость бурения 1 погонного метра скважины, руб./м	Годовые эксплуатационные затраты на бурение $Z_{\text{бур}}$, тыс.руб/год
6×5	88 000	31	2839	280,3	794 920
6×6	88 000	34	2 590	280,3	725 977
Годовой эффект, тыс.руб.			68 900		

2. Сокращение удельного расхода ВВ на 1 м³ подготавливаемого массива, руб./год,

$$(q_{ВВ1} - q_{ВВ2})Q_{год}K_{вск}Ц_{ВВ}, \quad (6.5)$$

где $Q_{год}$ – производительность разреза по полезному ископаемому, м³/год; $q_{ВВ}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; $K_{вск}$ – коэффициент вскрыши, м³/м³; $Ц_{ВВ}$ – цена 1 кг ВВ, руб./кг.

Таблица 6.4 – Экономическая оценка применения буровзрывной подготовки в условиях разреза «Талдинский» за счет применения различных типов ВВ и снижения удельного расхода ВВ

Тип ВВ	Производительность карьера по вскрыше ($V_{год}$), тыс. м ³ /год	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Годовой расход ВВ, т/год	Стоимость 1 кг ВВ ($Ц_{ВВ}$), тыс. руб/т	Годовые эксплуатационные затраты на ВВ ($З_{ВВ}$), тыс.руб/год
Гранулит	88 000	0,58	51 040	44	2 296 800
Сибирит 1200	88 000	0,7	61 600	37	2 279 200
Годовой эффект, тыс.руб.		17 600			

3. Переход на эмульсионные ВВ и изменение конструкции заряда привело к повышению качества дробления горных пород: снижение среднего размера куска на 15% и более равномерное дробление по высоте уступа; снижение выхода негабарита на 4% привело к уменьшению продолжительности цикла погрузки выемочно-погрузочного оборудования за счет полноты наполнения ковша.

Повышение производительности экскаватора и автосамосвалов приводит к сокращению их рабочего парка:

$$\left(\frac{V_{год}}{П_{экс1}} - \frac{V_{год}}{П_{экс2}} \right) C_{эксп}, \quad (6.6)$$

$$\left(\frac{V_{год}}{П_{а/с1}} - \frac{V_{год}}{П_{а/с2}} \right) C_{эксп}, \quad (6.7)$$

где $V_{год}$ – производительность разреза по вскрыше, м³/год; $П_{экс.}$ – производительность экскаватора в год, м³/год; $П_{а/с.}$ – производительность автосамосвала в год, м³/год; $C_{эксп.}$ – себестоимость эксплуатации, соответственно экскаватора и автосамосвала.

Таблица 6.5 – Экономическая оценка применения буровзрывных работ в условиях разреза «Талдинский»
за счет применения эмульсионных ВВ

Тип ВВ	Производительность карьера по вскрыше $V_{год}$, тыс. м ³ /год	Производительность экскаватора в год $P_{экс}$, тыс. м ³ /год	Производительность автосамосвала в год $P_{а/с}$, тыс. м ³ /год	Рабочий парк экскаваторов $n_{экс}$, шт	Рабочий парк автосамосвалов $n_{а/с}$, шт	Себестоимость эксплуатации экскаватора в год $C_{экспл}$, тыс. руб/год	Себестоимость эксплуатации автосамосвала в год $C_{экспл}$, тыс. руб/год	Годовые эксплуатационные затраты на комплекс выемочно-погрузочного и транспортного оборудования $Z_{в-т}$, тыс.руб/год
Гранулит	88 000	1 825	1 438	48	62	21 000	8 000	1 504 000
Сибирит 1200	88 000	2 100	1 597	42	55	21 000	8 000	1 322 200
Годовой эффект, тыс.руб.		181 800						

Расчетный экономический эффект при реализации предложенных технологических решений по ведению буровзрывных работ для экскаваторов с ковшом большой емкости в условиях Талдинского угольного разреза за счет увеличения сетки скважин, снижения удельного расхода ВВ и применения эмульсионных взрывчатых веществ рассредоточенной конструкции скважинного заряда составил 268,3 млн руб.

6.2 Рекомендации по повышению выхода товарной продукции и комплексного освоения недр в условиях Полоцкого и Еленинского месторождения белого мрамора

Полоцкое месторождение блочного камня мрамора расположено в Кизильском муниципальном районе Челябинской области в 8 км юго-восточнее с. Полоцкое.

В орфографическом отношении район работ представляет собой равнину с немногочисленными холмистыми долинами рек и ручьёв, ландшафт местности – степной. Абсолютные отметки дневной поверхности находятся в пределах +340 ÷ +410 м, а на участке месторождения перепады высот от +360 до +365 м.

Климат района резко континентальный, колебания температуры от -45°С до +40°С, преобладающее направление ветров западное и юго-западное. Устойчивый снежный покров формируется, в основном, в начале ноября и сходит в конце апреля. Среднегодовое количество осадков 350-380 мм, глубина промерзания грунтов 2,0-2,5 м.

Полоцкое месторождение сложено переслаивающимися между собой *белыми массивными среднемелкозернистыми мраморами*, среди которых выделяются тонкозернистые сахаровидные разности, не имеющие чётких границ и распределённые в толще белых мраморов бессистемно, и *серыми мраморами мелкотонкозернистыми* массивными, пятнистыми и полосчатыми. Среди серых мраморов различаются дымчатые, светло-серые, серые, тёмно-серые разности, в распределении которых не наблюдается чёткой локализации. Мощности прослоев

серых мраморов от 0,5 до 30,0 м. Падение прослоев серых мраморов – северо-западное, западное под углом 20-50°.

В целом структура месторождения определяется чередованием выдержанных слоев белых мраморов с извилистыми линзовидными прослоями серых мраморов. Соотношение белых и светло-серых мраморов на Полоцком месторождении 69 и 31% соответственно.

В результате районирования месторождений по критерию RQD в период эксплуатационной разведки и степени трещиноватости в период разработки (рисунки 6.4 и 6.5) установлено, что весь объем запасов пригоден для получения высокодекоративных блоков белого мрамора, участки для добычи мраморного щебня отсутствуют.

При традиционной технологии подготовки к выемке Полоцкого месторождения белого мрамора, а именно добыче блочного камня при использовании баровых машин выход товарных блоков составляет 11 % от общего объема добычи. При этом 89% кусков мрамора остаются непригодными к выпиливанию товарного блока и впоследствии складываются в отвал некондиционного мрамора.

Чистая годовая прибыль и рентабельность при использовании баровых и алмазно-канатных машин определяется по формулам:

$$П_{ч} = V_{\text{тов.бл}} Ц_{\text{тов.бл}} - V_{\text{тов.бл}} C_{\text{тов.бл}}, \quad (6.8)$$

$$R = 100П_{ч} / Ц_{\text{тов.бл}} V_{\text{тов.бл}}, \quad (6.9)$$

где $П_{ч}$ – чистая годовая прибыль, руб./год; $V_{\text{тов.бл}}$ – годовой объем добычи товарных блоков, м³/год; $Ц_{\text{тов.бл}}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 м³ товарного блока, руб/м³; $C_{\text{тов.бл}}$ – себестоимость товарного блока, руб./м³; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчета экономических показателей применяемой технологии подготовки с использованием баровых и алмазно-канатных машин на Полоцком месторождении мрамора сведены в таблицы 6.6 и 6.7.

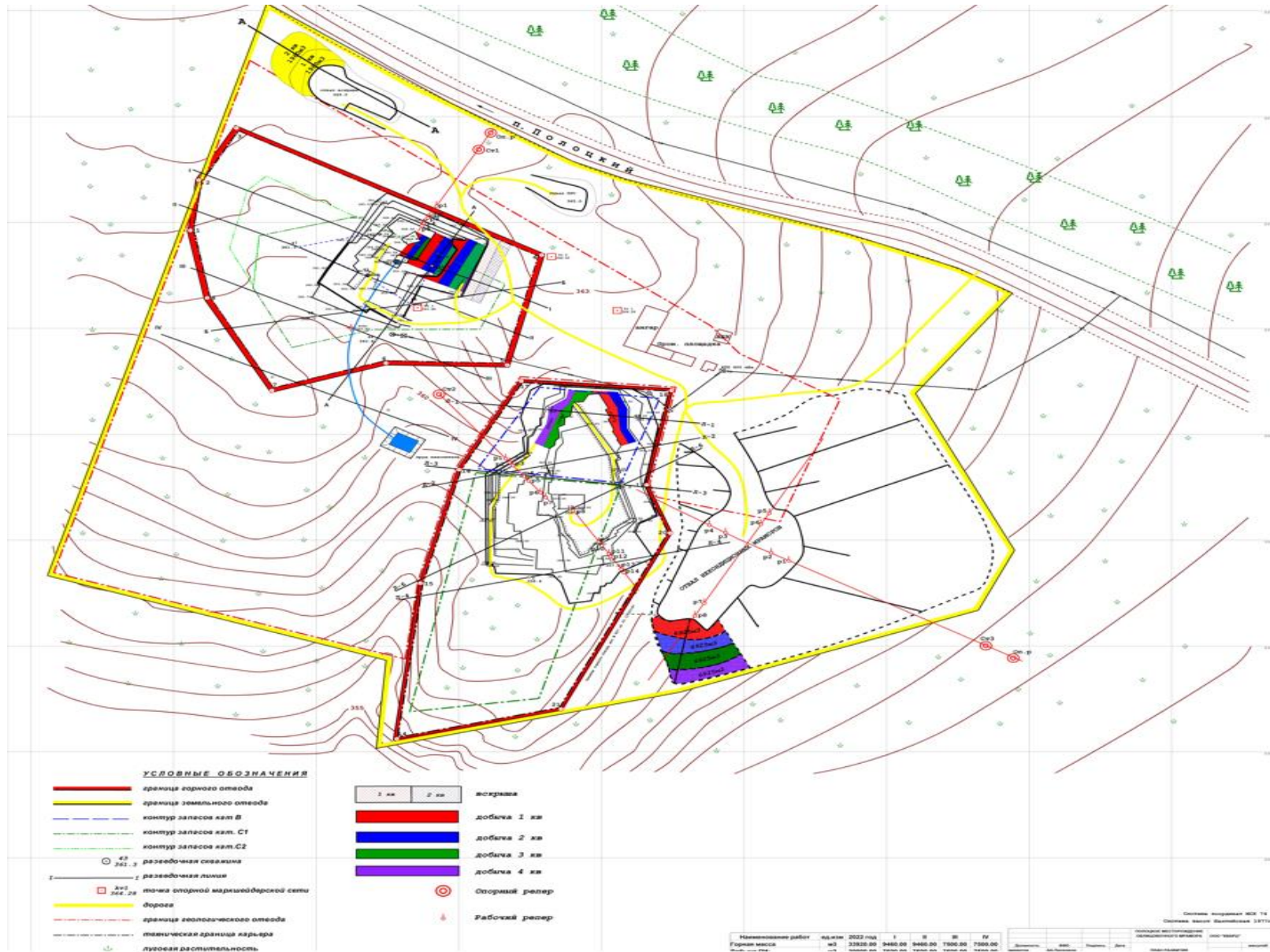
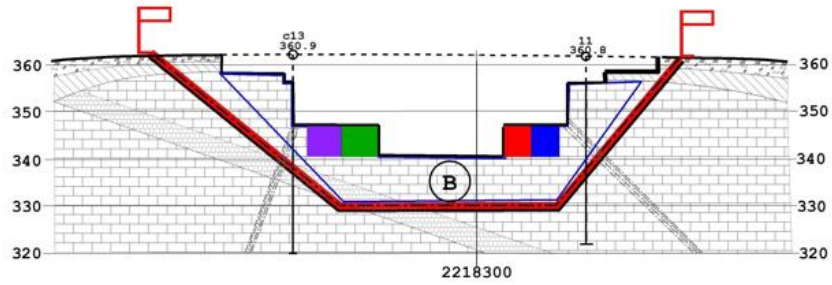
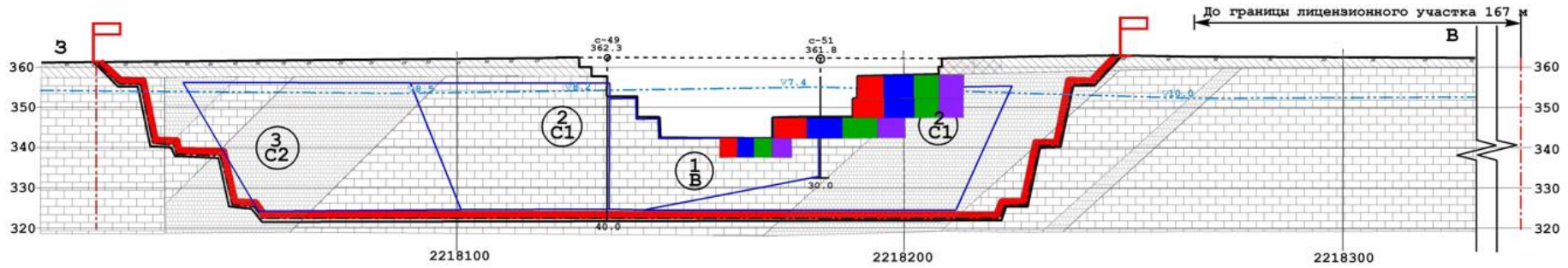


Рисунок 6.4 – План Полоцкого карьера с участками блочного камня по сортам и периодам отработки

Геологический разрез по линии Л1-Л1




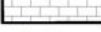








Геологический разрез по линии I-I



306

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

-  рыхлые песчано-древяно-щебнистые образования с почвенно-растительным слоем
-  кора выветривания мраморов
-  светло-серый мрамор
-  белый мрамор
-  $\nabla 8.5 \text{ м}$ граница грунтовых вод

-  граница горного отвода
-  техническая граница карьера
-  номер блока
категория запасов
-  контур запасов по категориям B C1 C2
-  граница геологического отвода

-  1 кв
-  2 кв
-  добыча 1 кв
-  добыча 2 кв
-  добыча 3 кв
-  добыча 4 кв

Рисунок 6.5 – Районирование Полоцкого месторождения в вертикальной плоскости

Таблица 6.6 – Экономическая оценка разработки Полоцкого месторождения белого мрамора по классической технологии подготовки к выемке блочного камня баровыми машинами

Производительность карьера по горной массы $Q_{гм}$, м ³ /год	Выход товарного блока, %	Годовой объем добычи товарных блоков $V_{тов.бл}$, м ³ /год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 м ³ товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс. руб/м ³	Себестоимость товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс.руб/м ³
30000	11	3300	25	24,2
Чистая годовая прибыль (П _ч), тыс.руб.	2 640			
Рентабельность (R), %	3,2			

Таблица 6.7 – Экономическая оценка разработки Полоцкого месторождения белого мрамора по технологии подготовки к выемке блочного камня алмазно-канатными машинами

Производительность карьера по горной массе $Q_{гм}$, м ³ /год	Выход товарного блока, %	Годовой объем добычи товарных блоков $V_{тов.бл}$, м ³ /год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 м ³ товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс. руб/м ³	Себестоимость товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс.руб/м ³
30000	14	4200	25	21
Чистая годовая прибыль (П _ч), тыс.руб.	16 800			
Рентабельность (R), %	16			

При подготовке блочного камня с использованием алмазно-канатных машин на Полоцком месторождении мрамора высокой степени белизны выход товарных блоков составляет 14 % от общего объема добычи, при этом 86% составляют куски мрамора, не пригодные к выпиливанию товарного блока, которые впоследствии складировались в отвал некондиционного мрамора.

Для наибольшего выхода блоков товарной продукции параметрами отделяемого монолита должны быть следующие:

- а) высота монолита не менее 10 м;
- б) длина не менее 40 м;
- в) глубина (толщина) не менее 2 м.

Достижение данных параметров возможно только при использовании алмазно-канатного пиления.

При комплексном освоении Полоцкого месторождения рассмотрен вариант подготовки товарных блоков с использованием алмазно-канатного пиления. Не-

кондиционный мрамор перерабатывается для производства декоративного песка и микрокальцита.

Чистая годовая прибыль и рентабельность при комплексной переработке определяется по формулам:

$$П_{\text{ч}} = (V_{\text{тов.бл}} C_{\text{тов.бл}} - V_{\text{тов.бл}} C_{\text{тов.бл}}) + (V_{\text{п}} C_{\text{п}} - V_{\text{п}} C_{\text{п}}), \quad (6.10)$$

$$R = 100П_{\text{ч}} / (C_{\text{тов.бл}} V_{\text{тов.бл}} + V_{\text{п}} C_{\text{п}}), \quad (6.11)$$

где $П_{\text{ч}}$ – чистая годовая прибыль, руб./год; $V_{\text{тов.бл}}$ – годовой объем добычи товарных блоков, м³/год; $C_{\text{тов.бл}}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 м³ товарного блока, руб./м³; $C_{\text{тов.бл}}$ – себестоимость товарного блока, руб./м³; $V_{\text{п}}$ – годовой объем некондиционного мрамора, перерабатываемого на декоративный песок и микрокальцит, т/год; $C_{\text{п}}$ – цена декоративного песка (с учетом НДС) за 1 т, руб./т; $C_{\text{п}}$ – себестоимость производства декоративного песка, руб./т; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчетов экономической оценки технических решений комплексной переработки запасов Полоцкого месторождения мрамора высокой степени белизны представлены в таблице 6.8.

В результате технико-экономической оценки предложенных решений по повышению комплексности и полноты переработки запасов установлено, что годовой эффект составляет 55,3 млн руб, что подтверждается актом внедрения (приложение Б).

Еленинское месторождение белых мраморов расположено в Карталинском районе Челябинской области в 60 км западнее г. Карталы, в 12 км на юго-запад от ж.д. станции Джабык Южно-Уральской ж. д., в 5,0 км к западу от пос. Еленинка. К северо-востоку от месторождения проходит ж. д. ветка Магнитогорск – Карталы - Челябинск. Район работ электрифицирован и газифицирован.

Блочность мраморов по показателю RQD составляет 60%, в том числе высотой более 100 см – 11,7%. По декоративным свойствам выделены белые, светло-серые и серые мраморы. Породы характеризуются ровной однородной окраской и неоднородной среднелкозернистой структурой. Мраморы хорошо обрабатываются, принимают зеркальную полировку, по декоративным качествам относятся к классу декоративного камня.

Таблица 6.8 – Экономическая оценка комплексной переработки мрамора высокой степени белизны Полоцкого месторождения

Производительность карьера по горной массе $Q_{гм}$, м ³ /год	Выход товарного блока, %	Годовой объем добычи товарных блоков $V_{тов.бл}$, м ³ /год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 м ³ товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс. руб/м ³	Себестоимость товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс.руб/м ³	Объем некондиционного мрамора на декоративные пески $V_{п}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т декоративного песка $C_{п}$, тыс. руб/т	Себестоимость производства декоративного песка $C_{п}$, тыс. руб/т
30000	14	4200	25	21	69144		
					Фракции песков мм.		
					0,5-1	3,3	2,5
					1-1,5	3,3	2,5
					1,5-2	3,1	2,5
Итого						3,2	2,5
Чистая годовая прибыль ($\Pi_{ч}$), тыс.руб.	72 115						
Рентабельность (R), %	22						

Физико-механические показатели качества мраморов: средняя плотность 2,69 – 2,71 г/см³, водопоглощение 0,07 - 0,3%, прочность в воздушно-сухом состоянии 40 - 80 МПа, коэффициент снижения прочности в водонасыщенном состоянии 0,91, марка породы по морозостойкости Мрз 25.

Исходные породы по физико-механическим показателям отвечают требованиям стандартов на блочный камень. Марка щебня по дробимости – 300 - 400, по морозостойкости Мрз - 25, содержание лещадных зерен 1,6 - 16,5%.

Годовой объем добычи мрамора на Еленинском месторождении составляет 280 000 м³ или 756 000 т.

На основе предложенной в п. 2.4 методики районирования карьерного поля на Еленинском месторождении выделено три зоны подготовки к выемке при добыче блочного камня и мраморного щебня (рисунок 6.6). При этом учитывалась неоднородность массива, в котором присутствует чередование слоёв белого, черного, темно-серого и жёлтого (доломитизированного мрамора) с шириной слоёв от 2 до 5 м. В контактной зоне происходят потери и засорения до 22% в результате перемешивания. Следует отметить, что геологически данные слои залегают параллельно друг к другу.

Результаты районирования Еленинского месторождения мрамора:

1 зона - залегание слоёв мрамора белого и светло-серого, без включения мраморов черных, темно-серых и жёлтых (доломитизированных мраморов);

2 зона - залегание слоёв мрамора белые, светло-серые, черного, темно-серого и жёлтого (доломитизированного мрамора), ширина слоёв от 2 до 5 м;

3 зона - залегание слоя светло-серого и небольших слоёв темно-серого и жёлтого (доломитизированного мрамора), ширина слоёв более 5 м.

С целью повышения полноты и комплексности освоения запасов месторождения в работе рассмотрены следующие технологические способы подготовки к выемке и добычи мрамора:

- 1) буровзрывное дробление – отработка запасов зоны 1;
- 2) с использованием фрезерного комбайна – отработка запасов зоны 2;
- 3) с использованием тяжелого гидромолота – отработка запасов зоны 2;
- 4) с использованием алмазно-канатных пил – отработка запасов зоны 3.

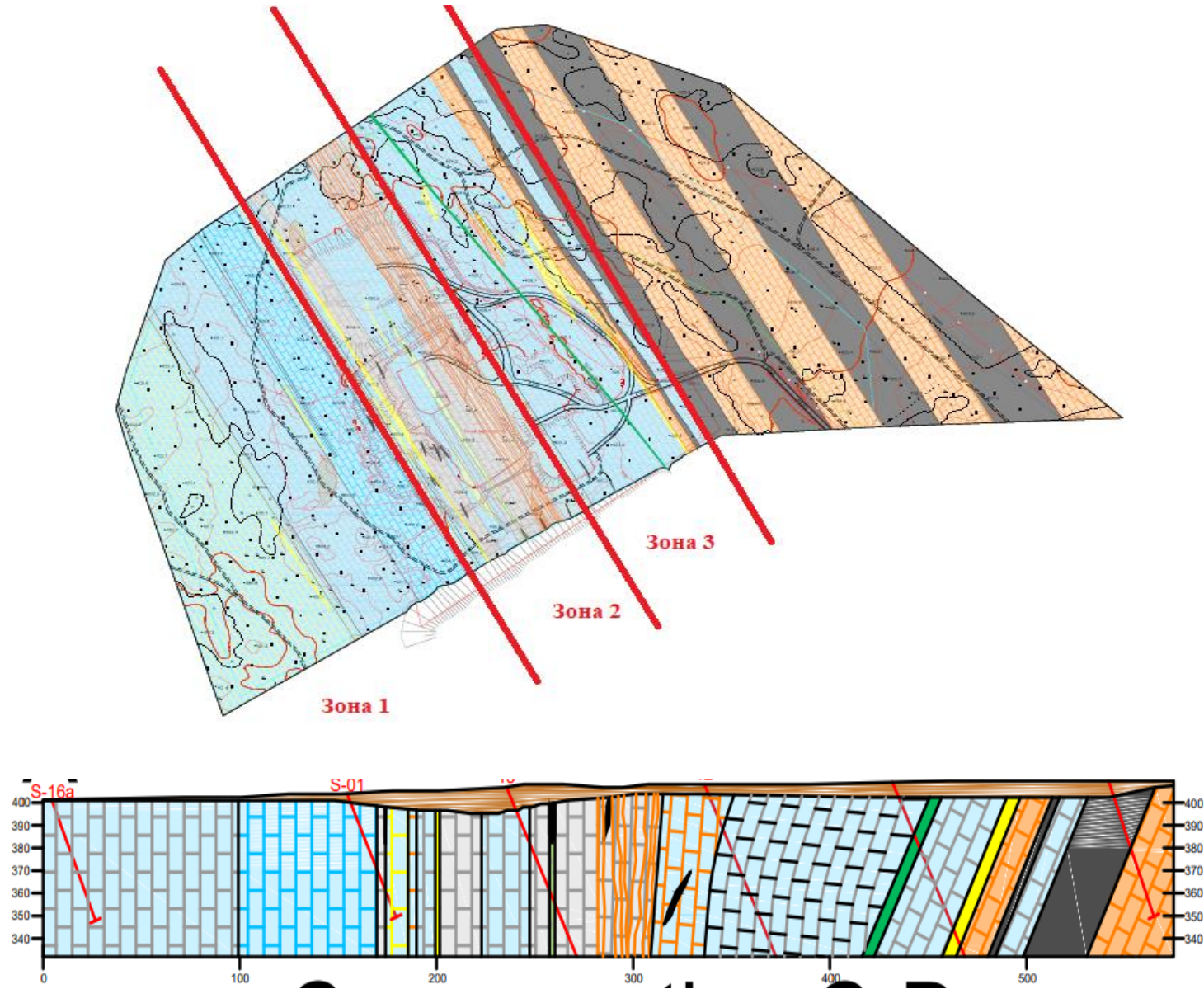


Рисунок 6.6 – Районирование Елинского месторождения на зоны добычи блочного камня и мраморного щебня

Чистая годовая прибыль и рентабельность при использовании существующей на предприятии технологии БВР определяется по формулам:

$$P_{\text{ч}} = V_{\text{щ}} C_{\text{щ}} - V_{\text{щ}} C_{\text{щ}} , \quad (6.12)$$

$$R = 100P_{\text{ч}} / C_{\text{щ}} V_{\text{щ}} , \quad (6.13)$$

где $P_{\text{ч}}$ – чистая годовая прибыль, руб/год; $V_{\text{щ}}$ – годовой объем добычи мраморного щебня, т/год; $C_{\text{щ}}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня, руб./т; $C_{\text{щ}}$ – себестоимость добычи мраморного щебня, руб./т; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчета экономических показателей применяемой технологии БВР на Еленинском месторождении мрамора сведены в таблицу 6.9.

Таблица 6.9 – Экономические показатели добычи мраморного щебня при подготовке к выемке с помощью БВР

Производительность карьера по горной массе $Q_{\text{гм}}$, т/год	Выход мраморного щебня, %	Годовой объем добычи мраморного щебня $V_{\text{щ}}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня $C_{\text{щ}}$, тыс. руб/т	Себестоимость мраморного щебня $C_{\text{щ}}$, тыс.руб/т
756 000	78	589 680	550	380
Чистая годовая прибыль $P_{\text{ч}}$, тыс.руб	100 245,6			
Рентабельность R ,%	30,9			

Результаты расчета экономических показателей подготовки и добычи мраморного щебня с применением БВР в зоне 1 сведены в таблицу 6.10.

Таблица 6.10 – Экономические показатели добычи мраморного щебня с применением буровзрывной подготовки к выемке в зоне 1

Объем добычи горной массы в 1 зоне карьерного поля $Q_{\text{гм}}$, т/год	Выход мраморного щебня, %	Годовой объем добычи мраморного щебня $V_{\text{щ}}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня $C_{\text{щ}}$, тыс. руб/т	Себестоимость мраморного щебня $C_{\text{щ}}$, тыс.руб/т
513 000	98	502740	550	380
Чистая годовая прибыль $P_{\text{ч}}$, тыс.руб	113 282,2			
Рентабельность R ,%	41			

Чистая годовая прибыль и рентабельность добычи мраморного щебня фрезерным комбайном в зоне 2 определяется по формулам:

$$П_ч = V_{щ.ф.} Ц_{щ} - V_{щ.ф.} C_{щ.ф.}, \quad (6.14)$$

$$R = 100П_ч / Ц_{щ} V_{щ.ф.}, \quad (6.15)$$

где $П_ч$ – чистая годовая прибыль, руб./год; $V_{щ.ф.}$ – годовой объем добычи мраморного щебня фрезерным комбайном, т/год; $Ц_{щ}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня, руб./т; $C_{щ.ф.}$ – себестоимость добычи мраморного щебня фрезерным комбайном, руб./т; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчетов экономических показателей добычи мраморного щебня фрезерным комбайном в зоне 2 сведены в таблицу 6.11.

Таблица 6.11 – Экономические показатели добычи мраморного щебня фрезерным комбайном в зоне 2

Объем добычи горной массы во 2 зоне карьерного поля $Q_{ГМ}$, т/год	Выход мраморного щебня, %	Годовой объем добычи мраморного щебня фрезерным комбайном $V_{щ.ф.}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня $Ц_{щ}$, тыс. руб/т	Себестоимость добычи мраморного щебня фрезерным комбайном $C_{щ.ф.}$, тыс.руб/т
162 000	86	139320	550	425
Чистая годовая прибыль $П_ч$, тыс.руб.	17 415			
Рентабельность R , %	23			

Чистая годовая прибыль и рентабельность добычи мраморного щебня с подготовкой тяжелым гидромолотом (бутобоем) в зоне 2 определяется по формулам:

$$П_ч = V_{щ.б.} Ц_{щ} - V_{щ.б.} C_{щ.б.}, \quad (6.16)$$

$$R = 100П_ч / Ц_{щ} V_{щ.б.}, \quad (6.17)$$

где $П_ч$ – чистая годовая прибыль, руб./год; $V_{щ.б.}$ – годовой объем добычи мраморного щебня тяжелым гидромолотом (бутобоем), т/год; $Ц_{щ}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня, руб./т; $C_{щ.б.}$ – себестоимость добычи мраморного щебня тяжелым гидромолотом (бутобоем), руб./т; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчета экономических показателей подготовки к выемке мраморного щебня тяжелым гидромолотом в зоне 2 сведены в таблицу 6.12.

Таблица 6.12– Экономические показатели добычи мраморного щебня при подготовке к выемке тяжелым гидромолотом (бутобоем) в зоне 2

Объем добычи горной массы во 2 зоне карьерного поля $Q_{гм}$, т/год	Выход мраморного щебня, %	Годовой объем добычи мраморного щебня тяжелым гидромолотом (бутобоем) $V_{щ.б.}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т мраморного щебня $C_{щ}$, тыс. руб/т	Себестоимость добычи мраморного щебня тяжелым гидромолотом (бутобоем) $C_{щ.б.}$, тыс.руб/т
162 000	86	139320	550	498
Чистая годовая прибыль $P_{ч}$, тыс.руб	7 244,6			
Рентабельность R , %	9			

Запасы месторождения мрамора, расположенные в зоне 3, предусматривается подготовка с использованием алмазно-канатных машин для пиления на блоки с выходом до 14 % и дроблением кусков мрамора, не пригодных к выпиливанию товарного блока для производства микрокальцита.

Чистая годовая прибыль и рентабельность зоны 3 при комплексной переработке определяется по формулам:

$$P_{ч} = (V_{тов.бл} C_{тов.бл} - V_{тов.бл} C_{тов.бл}) + (V_{щ} C_{щ} - V_{щ} C_{щ}), \quad (6.18)$$

$$R = 100P_{ч} / (C_{тов.бл} V_{тов.бл} + V_{щ} C_{щ}), \quad (6.19)$$

где $P_{ч}$ – чистая годовая прибыль, руб./год; $V_{тов.бл}$ – годовой объем добычи товарных блоков, м³/год; $C_{тов.бл}$ – цена реализации (с учетом НДС) за 1 м³ товарного блока, руб./м³; $C_{тов.бл}$ – себестоимость товарного блока, руб./м³; $V_{щ}$ – годовой объем некондиционного мрамора, перерабатываемого на щебень для производства микрокальцита, т/год; $C_{щ}$ – цена реализации щебня (с учетом НДС) за 1 т, руб/т; $C_{щ}$ – себестоимость производства микрокальцита, руб./т; R – рентабельность предприятия, %.

Результаты расчета экономических показателей подготовки в зоне 3 блочного камня алмазно-канатными машинами для пиления на блоки и дробления кусков мрамора непригодных к выпиливанию товарного блока для производства микрокальцита сведены в таблицу 6.13.

Таблица 6.13 – Экономические показатели подготовки блочного камня алмазно-канатными машинами для пиления на блоки и дробления кусков мрамора непригодных к выпиливанию товарного блока для производства микрокальцита в зоне 3

Объем добычи горной массы в 3 зоне карьерного поля $Q_{ГМ}$, $м^3/год$	Выход товарного блока, %	Годовой объем добычи товарных блоков $V_{тов.бл}$, $м^3/год$	Цена реализации (с учетом НДС) за $1 м^3$ товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс. руб/ $м^3$	Себестоимость товарного блока $C_{тов.бл}$, тыс.руб/ $м^3$	Объем некондиционного мрамора на микрокальцит, $V_{п}$, т/год	Цена реализации (с учетом НДС) за 1 т микрокальцита $C_{п}$, тыс. руб/т	Себестоимость производства микрокальцита $C_{п}$, тыс. руб/т
30000	14	4200	25	21	69 660	550	400
Чистая годовая прибыль $П_{ч}$, тыс.руб.	27 249						
Рентабельность R , %	19						

Расчетный экономический эффект при реализации предложенных технологических решений по подготовке к выемке и добыче блочного камня и мраморного щебня с учетом районирования карьерного поля Еленинского месторождения мрамора высокой степени белизны составил 57,2 млн руб. при повышении общей рентабельности до 34%, что подтверждается актом внедрения (приложение А)

Выводы по главе 6

1. Обоснованы параметры буровзрывной подготовки массива с применением технологии селективной обработки зон контактов с вредными включениями гидромолотом тяжелого класса, что обеспечивает повышение эффективности и полноту освоения балансовых запасов белого мрамора при снижении переизмельчения на 5-10% и увеличении выхода товарной продукции высоких сортов.

2. Расчетный экономический эффект от внедрений технологических решений по комплексному освоению запасов мрамора высокой степени белизны для условий месторождений «Еленинское» и «Полоцкое» составит 57,2 и 55,3 млн руб. в год соответственно.

3. Установлено, что для снижения удельного расхода ВВ при взрывании уступов высотой 15-30 м требуется изменение конструкции заряда как в части колонки скважины, так и создание воздушных промежутков в донной части. Это позволяет сократить количество применяемого взрывчатого вещества за один взрыв без потери качества взорванной горной массы.

4. Доказано, что требуемое качество дробления взорванной горной массы при взрывании уступов высотой 15-30 м зависит от среднего размера естественного структурного блока, емкости выемочного оборудования (линейных размеров ковша), относительной эффективности применяемого взрывчатого вещества.

5. Экономический эффект при реализации предложенных технологических решений по ведению буровзрывных работ для экскаваторов с ковшом большой емкости в условиях Галдинского угольного разреза за счет увеличения сетки скважин, снижения удельного расхода ВВ и применения эмульсионных взрывчатых веществ рассредоточенной конструкции скважинного заряда составил 268,3 млн руб.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, на основе выполненных теоретических и экспериментальных исследований разработана совокупность технологических решений по управлению качеством минерального сырья при открытой разработке сложноструктурных месторождений на основе реализации предложенных способов и методов обоснования параметров буровзрывной подготовки горных пород к выемке, что имеет важное социально-экономическое значение для развития горнодобывающей промышленности России.

Основные выводы и результаты диссертационного исследования:

1. В результате анализа отечественной и зарубежной практики буровзрывных работ при разработке месторождений твердых полезных ископаемых установлено, что в настоящее время параметры технологии взрывного дробления горных пород определяются преимущественно условиями удовлетворения технологических требований добычи и переработки полезных ископаемых и не рассматриваются с позиций управления качеством минерального сырья. Расширение ассортимента товарной продукции для обеспечения максимальной прибыли обуславливает необходимость выбора параметров технологии подготовки горных пород к выемке с учетом районирования карьерного поля по текстурно-структурным характеристикам и интегральной энергоемкости подготовки минерального сырья выделенных участков.

2. Предложена методика районирования природных массивов сложноструктурного месторождения по структурным характеристикам и вещественному составу, типу и сортам товарной продукции, учитывающая, на этапе определения технологических параметров процессов подготовки и механического дробления горных пород, показатель их качества RQD и трещиноватость. Реализация методики позволила при разработке месторождений декоративного камня Южно-Уральского региона увеличить выход товарной продукции более, чем в 2 раза.

3. Доказано, что при достижении оптимальной интегральной энергоемкости процессов взрывного разрушения массива горных пород и механического дробления извлеченной минеральной массы из районированных участков обеспечи-

вается максимальный выход товарной продукции. Достижение оптимальной интегральной энергоемкости при разработке месторождений мрамора Еленинской группы привело к повышению выхода товарной продукции на 18 %, в том числе увеличение на 12% щебня фракции 40-200 мм.

4. Доказано, что оптимальная интегральная энергоемкость взрывной подготовки пород к выемке определяется соответствием области приведенной глубины заложения скважинного заряда $h_{пр} = 0,9-1,1 \text{ м/кг}^{1/3}$, не зависимо от применяемых типов ВВ. Установлена обратно пропорциональная зависимость удельного расхода ВВ от геометрических размеров емкости ковша применяемого выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности, диаметра и конструкции скважинного заряда. Увеличение емкости ковша экскаваторов типа ЭКГ с 15 м^3 до 20 м^3 привело к снижению удельного расхода ВВ на 8 %.

5. Разработана методика выбора технологии и обоснования параметров буровзрывной подготовки горных пород сложноструктурных месторождений к выемке, основанная на установленных зависимостях конструктивных параметров скважинных зарядов от требований кондиций, гранулометрического состава и учитывающая потери и разубоживание полезных ископаемых в зонах структурных нарушений и контактов с вмещающими породами. Методика предусматривает практическое применение предлагаемых номограмм в различных горно-геологических и горно-технических условиях. Доказано, что на сложноструктурных месторождениях, где стоимость товарной продукции определяется чистотой полезного ископаемого и не допускает разубоживание на контактах с вмещающими породами, управление качеством минерального сырья обеспечивается сочетанием механической подготовки пород гидромолотами в зоне контактов, шириной не превышающей 20 диаметров скважинных зарядов, с технологией однорядного взрывания ВВ с параметрами сетки скважин, равными 30-40 диаметров заряда, чем достигается снижение переизмельчения на каждые 10% за счет увеличением выхода негабарита до 50%.

6. Для управления качеством минерального сырья на этапе подготовки горных пород к выемке обоснована методика расчета энергетических параметров буровзрывных работ, базирующаяся на установленном логарифмическом нормальном законе распределения фракционного состава и позволяющая опреде-

лить гранулометрический состав взорванной горной массы. Методика апробирована на железорудных и сложноструктурных месторождениях строительных материалов с коэффициентом корреляции 95,7%. Разработаны номограммы для оперативного расчета параметров буровзрывной подготовке горных пород к выемке минерального сырья на сложноструктурных месторождениях, учитывающие конструктивные, геометрические параметры горно-технической системы, энергетические характеристики скважинного заряда и физико-механические свойства горных пород.

7. Доказано, что определение оптимальных параметров скважинных зарядов, снижающих размеры зоны нерегулируемого дробления в сложноструктурном массиве при открытой геотехнологии должно основываться на принципе автомодельности для расчета критических скоростей смещения массива горных пород, генерируемых взрывом в диапазоне 2 – 4 м/с и 15-20 м/с при действии растягивающих и сжимающих напряжений, соответственно. Установлено, что увеличение выхода взорванной горной массы достигается за счет применения механических расширений скважинных зарядов в средне- и трудно-взрываемых горных породах на 15-26% и на 10-18%, соответственно, при применении парно-сближенных скважин.

8. Разработана комплексная методика оперативного определения параметров буровзрывной подготовки горных пород сложноструктурных месторождений к выемке, позволяющая учесть конструктивные особенности и энергетические характеристики скважинного заряда. Определены и систематизированы масштабные коэффициенты, учитывающие: одновременность наложения прихода возмущений к охраняемому объекту от мгновенно взрываемых участков массива горных пород в различных разноудаленных блоках при каскадных взрывах; рельеф, в зависимости от его неоднородности и расположения заряда ВВ, что обеспечивает увеличение акустической нагрузки до 2 раз и снижение избыточного давления до 40 % - в воздухе.

9. Реализация методики выбора технологии и обоснования параметров подготовки горных пород сложноструктурных месторождений к выемке при открытой геотехнологии, оптимизирующей интегральную энергоемкость и приведенную глубину заложения скважинного заряда, позволила обеспечить

повышение качества и расширение номенклатуры товарного минерального сырья при комплексном освоении месторождений твердых полезных ископаемых Урала и Сибири с соблюдением требований промышленной и экологической безопасности. Апробация результатов исследований проводилась на месторождениях Челябинской области: строительных материалов – Доломитовое, Известняковое, Кизильское, Абзаковское, Еленинское и Полоцкое; железорудном - Малый Куйбас; угля Кузбасса – Талдинское. Подтвержденный годовой экономический эффект от реализации разработанных в диссертации технологических решений по управлению качеством минерального сырья и расширению спектра товарной продукции при освоении месторождений составил: Талдинское - 268,3 млн. руб., Еленинское - 57,2 млн. руб. и Полоцкое - 55,3 млн. руб.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аварии и катастрофы (предупреждения и ликвидация последствий). Кн. 1 / под ред. К.Е. Кочеткова, В.А. Котляровского, К.Г. Забегаева. - М., 1995.- 320 с.
2. Авдреев, С.Е. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава / С.Е. Авдреев, В.В. Товаров, В.А. Перов. - М.: Металлургиздат, 1959. - 427 с.
3. Авдеев, Ф.А. Производство массовых взрывов / Ф.А. Авдеев, О.Л. Барон, И.Л. Блейман. М.: Недра, 1977.
4. Агафонов, В. В. Интегральное обоснование постоянных кондиций угольных запасов / В. В. Агафонов // Уголь. – 2019. – № 4(1117). – С. 82-85.
5. Адушкин, В.В. Подводные и прибрежные взрывы / В.В. Адушкин, Б.Д. Христофоров; под общ. ред. В.П. Дмитриченко. - СПб.: Типография Премиум Пресс, 2019. - 256 с.
6. Адушкин, В.В. Исследования действия прибрежного наземного 1000-тонного взрыва на окружающую среду / В.В. Адушкин, Б.Д. Христофоров // Физика горения и взрыва. - 2004. Т. 40. - С. 84-92.
7. Агошков, М.И. Основные показатели полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр при добыче / М.И. Агошков. - М.: СФТГП ИФЗ АН СССР, 1970. - 39 с.
8. Алексеев, А.М. Определение размера зоны трещинообразования при ведении взрывных работ в условиях рудника «Айхал» / А.М. Алексеев // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2012. № 10. - С. 382-388.
9. Андриевский, А.П. Методика определения параметров взрывания шпуровых и скважинных зарядов, позволяющих исключить перебур и минимизировать выход негабарита / А.П. Андриевский, А.Е. Зуев // Современные проблемы науки и образования, 2013. № 2. URL: www.science-education.ru/108-9081
10. Андреев, К.К. Теория взрывчатых веществ / К.К. Андреев, А.Ф. Беляев. М.: Оборонгиз, 1960. 595 с.
11. Argimbaev, K.R. Calculation Coefficient of Strength Decrease of the Rock Mass Fragments in the Shotpile / K.R. Argimbaev, M.A. Ivanova // Research journal of applied sciences. - 2016. Vol. 11. P. 245-250.

12. Atsumi Miyake. Influence of physical properties of ammonium nitrate on the detonation behaviour of anfo / Atsumi Miyake, Keiya Takahara, Terushige Ogawa // Journal of Loss Prevention in the Process Industries. - 2001. Vol. 14(6). P. 533-538.
13. Баум, Ф.А. Физика взрыва / Ф.А. Баум, К.П. Станюкевич, В.И. Шехтер. - М.: Физматгиз, 1959. - 800 с.
14. Барон, В.Л. Техника и технология взрывных работ в США / В.Л. Барон, В.Х. Кантор. - М.: Недра, 1989. - 376 с.
15. Проектирование взрывных работ в промышленности / Э.Б. Башкуев, А.М. Бейсебаев, В.Ф. Богатский и др. - М.: Недра, 1983. - 359 с.
16. Взрывные явления. Оценка и последствия / У. Бейкер, П. Кокс, П. Уэстайн, Дж. Кулеш, Р. Стрелюу. В 2 кн. Кн. 1. - 319 с. Кн. 2. - 384 с.
17. Белинский, Н.В. О диссипации энергии при подземном взрыве / Н.В. Белинский, Б.Д. Христофоров // Взрывное дело. - 1979. № 76/33. - С. 178-184.
18. Новые технологии ведения взрывных работ / В.А. Белин, М.Г. Горбонос, С.К. Мангуш, Б.В. Эквист // ГИАБ, 2015. Отдельный выпуск 1. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2015». - С. 87-101.
19. Белин, В.А. Современное состояние взрывной отбойки горных пород на карьерах России / В.А. Белин, В.И. Комащенко, А.А. Воронеж // Безопасность труда в промышленности. - 2015. № 8. - С. 68-73.
20. Белин, В.А. Взрывание неоднородных массивов горных пород с вечномерзлыми линзообразными включениями / В.А. Белин, А.В. Дугарцыренов, А. Цэдэнбат // Горн. информ.-аналит. бюл. (отд. вып.). - 2007. № 7. - С. 266-272.
21. Беляев, А.Ф. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем / А.Ф. Беляев; под ред. Н.Н. Семенова, М.А. Садовского. - М.: Наука, 1968. - 255 с.
22. Беляцкий, В.П. Исследование влияния ударной сжимаемости горных пород на распределение энергии взрыва: автореф. дис. ... канд. техн. наук / В.П. Беляцкий. Л., 1973. - 25 с. (Ленинградский горный институт).
23. Бесматерных, В.А. Учет естественной трещиноватости взорванного массива при расчете грансостава / В.А. Бесматерных, В.П. Симанов // Изв. вузов. Горный журнал. - 1974. № 9. - С. 88-94.

24. Биби́к, И.П. Обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на сложноструктурных месторождениях / И.П. Биби́к // Горн. информ.-аналит. Бюл, 2010. № 8. С. 102-105.
25. Богацкий, В.Ф. Сейсмическая безопасность при взрывных работах / В.Ф. Богацкий, В.Х. Пергамент. - М.: Недра, 1978. - 128 с.
26. Богацкий, В.Ф. Влияние конструкции заряда на параметры сейсмо-взрывных волн / В.Ф. Богацкий, И.П. Маляров, В.И. Гемба // Совершенствование технологии и механизации горных работ на карьерах. Магнитогорск, 1970. Вып. 75. - С. 27-31.
27. Боков, Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии / Б.Н. Боков. - М.: Недра, 1977. - 296 с.
28. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И.В. Бондаренко, С.Н. Жариков, И.В. Зырянов, В.Г. Шеменев. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. - 172 с.
29. Burmistrov, K.V. Selection of Open-Pit Dump Trucks during Quarry Reconstruction / K.V. Burmistrov, N.A. Osintsev, A.N. Shakshakpaev // Procedia Engineering. - 2017. Vol. 206. P. 1696-1702.
30. Бучин, С.А. Развитие аутсорсинга как инновационной формы интеграции промышленных предприятий: организационно-экономические аспекты: автореф. дис. ... канд. экон. наук / С.А. Бучин. М., 2010.
31. BS 7385-2:1993. Evaluation and measurement for vibration buildings / Part 2. Guide to damage levels from groundborne vibration. - 1993.
32. Имитации мрамора / А.Ф. Бурьянов, В.В. Кривенко, А.Д. Жуков, К.С. Моисеенко, М.О. Асаматдинов // Строительные материалы. 2016. № 4. – 102 с.
33. Вагин, В.С. Гидродинамический способ разделки монолитов природного камня на блоки / В.С. Вагин, М.Ю. Гуров, К.В. Исмагилов // Горные машины и автоматика. - 2006. № 3. - С. 15-16.
34. Виноградов, Ю.И. Метод расчета параметров буровзрывных работ на заданный гранулометрический состав взорванной горной массы / Ю.И. Виноградов, С.В. Хохлов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. (S1-4). - С. 20-29.
35. VOLVO GROUP MAGAZINE. 2016. № 5. - С. 52-55.
36. Обоснование схемы вскрытия и направления развития горных работ при реконструкции карьеров по добыче строительного камня / С.Е. Гавришев,

К.В. Бурмистров, В.Ю. Заляднов, Г.В. Михайлова // Горный журнал. - 2018. №1 (2246). - С. 27-32.

37. Определение ценности техногенных георесурсов / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, И.А. Пыталев, Е.В. Павлова // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2010. № 2(30). - С. 5-8.

38. Галкин, В.В. Взрывные работы под водой / В.В. Галкин, Р.А. Гильманов, И.З. Дроговейко. - М.: Недра, 1987. - 232 с.

39. Галушко, Ф.И. Управление качеством взрывной подготовки горной массы на основе оптимизации параметров БВР / Ф.И. Галушко, А.О. Комячин, И.Н. Мусатова // Взрывное дело. 2017. №118/75. - С. 140-151.

40. Геометризация оруднений с применением электротметрии (на примере месторождений огнеупоров и бокситов) / А.В. Тимохин, Ю.В. Лаптев, Р.С. Титов, А.М. Яковлев // Известия вузов. Горный журнал. - 2012. № 6. - С. 94-102.

41. Near-source and far-regional observations for Sayaraim test explosions / Y. Gitterman, M. Garces, R. Bowman, D. Fee, H. Israelsson, R. Hofstetter, V. Pinsky // Proceedings of the 2009 Monitoring Research Review: Ground-Based Nuclear Explosion Monitoring Technologies, LA-VR-09-05276, - pp. 724-734.

42. Golik, V.I. Economical efficiency of utilization of allied mining enterprises waste / V.I. Golik, Z.M. Khasheva, L.P. Shulgatyi // The Social Sciences (Pakistan). - 2015. T. 10. № 6. - С. 750-754.

43. Гольдберг, И.С. Проблема источников металлов в месторождениях и ее решение на примерах формирования Cu-Ni месторождений России, Канады и Австралии в единых геохимических системах от региональных до локальных рангов / И.С. Гольдберг // Проблемы минерагении, экономической геологии и минеральных ресурсов: Научно-литературный альманах: сборник докладов XXXII Смирновских чтений и сопутствующих научных и литературных произведений / Фонд имени академика В.И. Смирнова. - М.: ООО «МАКС Пресс», 2021. - С. 11-46.

44. Гончарова, Л.И. Потенциал техногенного минерального сырья в России и проблемы его рационального использования / Л.И. Гончарова, Ф.Д. Ларичкин, В.Н. Переин // Экономические и социальные перемены: факты, тенденции, прогноз. - 2015. № 5(41). - С. 104-117.

45. Городниченко, В.И. Расширение скважин для взрывной отбойки руды

на подземных горных работах / В.И. Городниченко // ГИАБ. - 2012. № 7. - С. 28-31.

46. ГОСТ Р 52892-2007. Вибрация зданий. Измерение вибрации и оценка ее действия на конструкцию. - М.: Стандартинформ, 2008.

47. ГОСТ 25100-2011. Грунты. Классификация. Межгосударственный стандарт. - Москва: МНТКС, 2012.

48. ГОСТ 9479-98. Блоки из природного камня для производства облицовочных изделий. Технические условия. - М.: Изд-во стандартов, 1998.

49. ГОСТ 9479-98. Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий. Межгосударственный стандарт. - М., 2000.

50. Гранулометрический состав кусков взорванной горной массы и его вероятностное распределение в условиях карьера природного камня / Э.Г. Гаврилович, С.Г. Оника, А.К. Гец, С.А. Жуков // Горный журнал. - 2022. № 4. - С. 52-56. DOI 10.17580/gzh.2022.04.08. EDN MXNFIA.

51. Гражданский кодекс Российской Федерации. Ч. 1.-М.: Эксмо, 2008. 156с.

52. Гурвич, И.И. Сейсмическая разведка / И.И. Гурвич. М.: Гостоптехиздат, 1960. 552 с.

53. Давыдов, С.А. О регулировании кусковатости горной массы / С.А. Давыдов // Горный журнал. - 1983. № 5. - С. 28-30.

54. Демидюк, Г.П. Регулирование действия взрыва при отбойке твердых горных пород / Г.П. Демидюк // Взрывное дело. - 1974. - С. 210-224.

55. Deep, D.U. Technical Description of Rock Cores for Engineering Purpose / D.U. Deep // Rock Mechanics and Engineering Geology. - 1963. Vol. 1(1). - P. 16-22.

56. DIN 4150-3:1999-02. Structural Vibration. Part 3. Effects of Vibration on Structures. 1999.

57. Друкованный, М.Ф. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах / М.Ф. Друкованный, В.С. Куц, В.И. Ильин. - М., 1980. - 223 с.

58. Друкованный, М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах / М.Ф. Друкованный. М., 1973. 415 с.

59. Друкованный, М.Ф. Действие взрыва в горных породах / М.Ф. Друкованный, В.М. Комир. - Киев: Наукова Думка, 1973. - 183 с.

60. Доможиров, Д.В. К вопросу повышения эффективности добычи и переработки минерального сырья за счет управления параметрами буровзрывных работ для достижения требований к качеству / Д.В. Доможиров // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2023. Т. 21. №1. - С. 5-14.

61. Повышение качества дробления и оптимизации параметров буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ и высокоуступной технологии добычи на рудных месторождениях / Д.В. Доможиров, И.А. Пыталев, И.И. Носов, В.И. Носов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2016. № S36. - С. 35-42.

62. Обоснование ударно-воздушной волновой безопасности промышленных взрывов больших блоков в каскадах / Д.В. Доможиров, В.Х. Пергамент, А.А. Полинов, И.А. Пыталев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. - 2023. № 1. - С. 413-426.

63. Доможиров, Д.В. Анализ техники и технологии производства буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ на карьерах Южно-Уральского региона / Д.В. Доможиров, Н.В. Угольников, А.В. Генкель // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: межвуз. сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2012. - С. 67-71.

64. Доможиров, Д.В. Анализ способов подготовки блочного камня на карьерах Уральского региона / Д.В. Доможиров, Н.Г. Караулов, А.А. Прохоров // Добыча, обработка и применение природного камня: сборник научных трудов Международной технической конференции / под ред. Г.Д. Першина. - 2018. - С. 46-57.

65. Обеспечение высокого качества взрывной подготовки пород к выемке при открытом способе добычи в сложных горно-геологических условиях и существенном росте масштабов работ / Д.В. Доможиров, Н.В. Угольников, Д.Б. Симаков, А.А. Прохоров // Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы при освоении и сохранении недр. - 2021. - С. 87-88

66. Обоснование рационального способа подготовки горных пород к выемке при добыче блочного камня / Д.В. Доможиров, Н.Г. Караулов, В.А. Фомин, А.А. Прохоров // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу: сборник статей по результатам Международной конференции. - 2019. - С. 84-93.

67. Аутсорсинг процесса подготовки горных пород к выемке на карьерах строительного камня при использовании ЭВВ «Сибирит» на примере ООО «Уральский сибирит» / Д.В. Доможиров, И.И. Носов, А.А. Прохоров, В.И. Носов // Добыча, обработка и применение природного камня: сборник научных трудов / под ред. Г.Д. Першина. - 2016. - С. 86-90.

68. Substantiation of choice of method of manufacturing and delivery of emulsion explosives in modern conditions of functioning of mining enterprises IOP Conference Series: Earth and Environmental Science / D.V. Domozhrov, I.A. Pytalev, I.I. Nosov, V.I. Nosov, I.V. Garonova. - 2019. - P. 022178.

69. Доможиров, Д.В. Оценка эффективности проектов аутсорсинга процесса подготовки горных пород к выемке при использовании эмульсионных взрывчатых веществ на карьерах / Д.В. Доможиров, Д.Б. Симаков // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: межвуз. сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2012. - С. 57-60.

70. Доможиров, Д.В. Пути повышения конкурентоспособности предприятий горнорудной промышленности в современных экономических условиях / Д.В. Доможиров, Д.Б. Симаков, И.Е. Зурков // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2004. № 10. - С. 82-85.

71. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workface / L. Dou, T. Chen, S. Gong, H. He, S. Zhang // Safety Science. - 2012. Vol. 50. Iss. 4. P. - 736-740.

72. Advanced Technology for Setting Out of Blastholes and Measurements while Drilling / Y. Duan, D. Xiong, L. Yao, F. Wang, G. Xu // 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Australia, 2015. - P. 593-598.

73. Дубинин, Н.Г. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра / Н.Г. Дубинин, Е.П. Рябченко. - Новосибирск: Наука, 1972. - 136 с.

74. Обоснование параметров расширений скважинных зарядов при отбойке веерами / Р.И. Егембердиев, Н.В. Угольников, Х.А. Юсупов, И.Н. Столповских // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. № 11. - С. 48-58.

75. Егупов, А.А. Взрывные работы в условиях многолетней мерзлоты / А.А. Егупов. - М.: Недра, 1981. - 103 с.

76. Обоснование параметров и технологии производства буровзрывных работ, обеспечивающих требуемую кусковатость / В.В. Егоров, А.Н. Волокитин,

Н.В. Угольников, А.В. Соколовский // Горная промышленность. - 2021. № 3. - С. 110-115. DOI 10.30686/1609-9192-2021-3-110-115. EDN NQRKIT.

77. Способ однорядного короткозамедленного взрывания горных пород / А.И. Ермолаев, В.В. Токмаков, А.С. Росляков, Н.А. Тетерев // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сборник докладов VI Международной научно-технической конференции. - 2017.-С. 309-312.

78. Жуликов, В.В. Обоснование эффективности взрывных работ с использованием электронных систем в сравнении с неэлектрическими средствами инициирования / В.В. Жуликов, К.А. Князев, С.С. Назаров // Горная промышленность. - 2022. № 5. - С. 64-68.

79. Жунусов, К. Отбойка скальных пород с воздушной подушкой / К. Жунусов. - Алма-Ата: Наука, 1979. - 120 с.

80. Зельдович, Я.Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер. - М.: Наука, 1966. - 686 с.

81. Иволгин, А.И. Минно-подрывные средства, их развитие и применение / А.И. Иволгин. - М.: Воениздат, 1948. - 188 с.

82. Исследование открытых горных работ на угольных месторождениях в центральной части США по данным дистанционного зондирования / И.В. Зеньков, Чинь Ле Хунг, Е.В. Логинова [и др.] // Уголь. 2021. № 2(1139). С. 53-57.

83. Ingham, J. Geomaterials Under the Microscope: A Colour Guide / J. Ingham. Manson Publishing Ltd., 2010. - 192 p. ISBN: 978-1-84076-132-0.

84. Design and implementation of a landslide early warning system / E. Intrieri, G. Gigli, F. Mugnai, R. Fanti // Engineering Geology. - 2012. No. 147. - P. 124-136.

85. Improving the production technology of drilling and blasting operations by blasting of high ledges / N.V. Ugolnikov, D.V. Domozhirev, N.G. Karaulov, A.A. Prochorov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering: 15, Nizhny Tagil, 18-19 июня 2020 года. Nizhny Tagil, 2020. - P. 012022. DOI: 10.1088/1757-899X/966/1/012022. EDN QXPNUD.

86. Planning the future exploitation of ornamental stones in Portugal using a weighed multi-dimensional approach / J. Carvalho, C. Lopes, A. Mateus, L. Martins, M. Goulão // Resources Policy. Vol. 59. December 2018. - P. 298-317. doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.08.001.

87. Каплунов, Д.Р. О влиянии структурных особенностей массива на результаты дробления взрывом / Д.Р. Каплунов, А.Н. Ионов // Взрывное дело. 1963. № 53/10. С. 17-23.
88. Карасев, Ю.Г. Природный облицовочный камень: производство, экспорт, импорт, цены / Ю.Г. Карасев, О.Ю. Карасева // Горный журнал. - 1996. № 6. - С. 15-17.
89. Качурин, Н. М. Моделирование отработки породугольных блоков сложного строения гидравлическими экскаваторами / Н. М. Качурин, Е. В. Курехин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 4. – С. 379-391.
90. Классификация массивов скальных пород по трещиноватости и содержанию крупных кусков Межведомственной комиссии по взрывному делу.
91. Ковалев, А.В. Направления совершенствования взрывной технологии добычи блочного камня в массиве с интенсивной трещиноватостью / А.В. Ковалев // Горные науки и технологии. - 2018. № 1. - С. 23-34.
92. Кожпев, Х.Х. Рудничные системы управления качеством минерального сырья / Х.Х. Кожпев, Г.Г. Ломоносов. 2-е изд., стер. М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2008. - 292 с.
93. Козин, В.З. Безотходные технологии горного производства / В.З. Козин // Известия вузов. Горный журнал. - 2001. № 4/5. - С. 169-190.
94. Cook, N.G.W. Seismicity associated with mining / N.G.W. Cook // Engineering Geology. - 1976. Vol. 10. Iss. 2-4. - P. 99-122.
95. Комащенко, В.И. Перспективы развития промышленных взрывчатых веществ и применения современных технологий взрывных работ с учетом экологической безопасности / В.И. Комащенко, Е.Д. Воробьев, В.А. Белин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. - 2017. Вып. 3. - С. 157-168.
96. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / Э.О. Миндели, Н.Ф. Кусов, А.А. Корнев, Г.И. Марцинкевич. - М.: Недра, 1978. - 253 с.
97. Прогноз качественных показателей добываемого сырья на основе геоинформационных технологий / С.В. Корнилков, В.М. Аленичев, Ю.В. Лаптев, А.М. Яковлев // Горный журнал. - 2017. № 12. - С. 10-15.
98. Коротков, П.Ф. Об УВВ на значительных расстояниях от места взрыва / П.Ф. Коротков // Изв. АН СССР. ОТН, 1958. №3.

99. Изыскание эффективных вариантов отработки железорудных месторождений Бакальского рудного поля / С.Н. Корнилов, С.Е. Гавришев, В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, О.В. Петрова, И.А. Пыталев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2012. № 1 (37). - С. 5-10.
100. Корсаков, А.К. Золото в эпитермальных золотосеребряно-полиметаллических месторождениях Перу / А.К. Корсаков, Нефтали Эуклидес Муньос Фернандес // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. - 2005. № 6. - С. 62-64.
101. Котяшев, А.А. Изучение и оценка структурных изменений при взрывном разрушении скальных массивов в динамике развития асбестовых карьеров / А.А. Котяшев, М.В. Корнилов, А.П. Русских // Известия вузов. Горный журнал. - 2017. № 6. - С. 13-24.
102. Коул, Р. Подводные взрывы / Р. Коул. - М.: ИИЛ, 1950. - 495 с.
103. Кудряшов, А.И. Чаньвинское месторождение известняков / А.И. Кудряшов, В.И. Фомин, В.П. Колесников. - Пермь: [Тип. купца Тарасова], 1999. -82с.
104. Крюков, Г.М. Модель взрывного рыхления горных пород на карьерах. Выход негабарита. Средний размер кусков в развале / Г.М. Крюков. - М.: Изд-во МГГУ, 2006. - 30 с.
105. Кузнецов, В.А. Обоснование буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / В.А. Кузнецов. - М.: Изд-во МГГУ, 2010. - 44 с.
106. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. 2-е изд. стер. - М.: Горная книга, 2009. - 471 с.
107. Кутузов, Б.Н. Разрушение горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство МПИ, 1992. - 516 с.
108. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов. - М.: Горная книга, 2018. - 476 с.
109. Кутузов, Б.Н. Справочник взрывника: в 2 ч. / Б.Н. Кутузов. - М.: Горное дело, 2014. Ч. 2. Техника, технология и безопасность взрывных работ. - 304 с.
110. Кутузов, Б.Н. Безопасность взрывных работ / Б.Н. Кутузов. - М.: Горная книга. Взрывное дело, 2009.

111. Кучерявый, Ю.Ф. Исследование спектрального состава сейсмоволн и энергетические предпосылки снижения сейсмического действия промышленных взрывов: автореф. дис. ... канд. техн. наук / Ю.Ф. Кучерявый. Днепропетровск, 1972. - 24 с. (Институт геотехнической механики АН УССР).
112. Кучерявый, Ф.И. Разрушение горных пород / Ф.И. Кучерявый, Ю.М. Кокушко. - М., 1972. - 270 с.
113. Лангефорс, У. Современная техника взрывной отбойки горных пород / У.Лангефорс, Б. Кильстрем. - М., 1968. - 284 с.
114. Ландау, Л.Д. Об ударных волнах на далекие расстояния от места возникновения / Л.Д. Ландау // Соч. В 2 т. Т. 1. С. 504-512.
115. Ломоносов, Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. / Г.Г. Ломоносов. - М.: Недра, 1975. - 224 с.
116. Лигоцкий, Д.Н. Отработка контактных зон с использованием гидромолотов для снижения уровня потерь полезного ископаемого / Д.Н. Лигоцкий // Горный информ.-аналитический бюллетень. - 2015. № 3. - С. 7-13.
117. Lia, T. A review of mining-induced seismicity in China / T. Lia, M.F. Cai, M.Cai // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. - 2007. Vol. 44. Iss. 8. - P. 1149-1171.
118. Малообъемные месторождения золота района Кокимбо (Республика Чили) / Ю.С. Савчук, А.В. Волков, К.Ю. Мурашов, В.В. Аристов // Разведка и охрана недр. - 2016. № 7. - С. 19-24.
119. Маляров, И.П. Энергоемкость процессов разрушения горных пород при взрывании и механическом дроблении в горно-обогатительном производстве: дис. ... д-ра техн. наук / И.П. Маляров. - Магнитогорск, 1990, - 364 с. (Магнитогорский горно-металлургический институт).
120. Маляров, И.П. Энергоемкость процессов разрушения горных пород при взрывании и механическом дроблении в горно-обогатительном производстве: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / И.П. Маляров. 05.15.11, 05.15.03 / АН СССР. Ин-т угля. Кемерово, 1990. - 46 с.
121. Маляров, И.П. Оптимизация параметров буровзрывных работ на гранитных карьерах при разработке крупноблочных пород / И.П. Маляров, А.В. Минченков, В.К. Угольников // Комплексное использование минерального сырья. - 1985. - С. 3-6.

122. Маляров, И.П. Особенности ведения буровзрывных работ при постановке уступов карьеров в предельное положение / И.П. Маляров, Ю.П. Паршаков. - Свердловск: УПИ, 1983. - 88 с.

123. Маляров, И.П. Влияние граничных условий на перераспределение энергии взрыва в сыпучей среде / И.П. Маляров, Ю.П. Паршаков, В.А. Падуков // Разработка рудных месторождений открытым способом. - Свердловск, 1976. - С. 13-21.

124. Экспериментальные исследования дробления и сейсмoeffекта / И.П. Маляров, В.Х. Пергамент, В.К. Угольников, А.В. Минченков // Комплексное использование минерального сырья. - 1989. № 1. - С. 16-21.

125. Маляров, И.П. Воздушные промежутки как один из эффективных методов управления энергией взрыва / И.П. Маляров, А.Ф. Тиховидов // Некоторые вопросы открытых горных работ. - Магнитогорск, 1972. Вып. 98. - С. 47-52.

126. Маляров, И.П. Оценка энергии, идущей на бесполезную (вредную) работу при взрывании одиночных зарядов ВВ / И.П. Маляров, Д.В. Доможиров // Разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. - Магнитогорск, 1999. - С. 77-83.

127. Мельников, Н.В. Влияние конструкции заряда на результаты взрывных работ. Разрушение и механика горных пород / Н.В. Мельников. - Госгортехиздат, 1960.

128. Мельников, Н.В. Энергия взрыва и конструкция заряда / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. - М.: Недра, 1964. - 138 с.

129. Мельников, Н.В. Регулирование объемной концентрацией энергии ВВ как средство интенсификации дробления горных пород взрывом / Н.В. Мельников, Г.П. Демидкж. - М.: ИФФЗ АН СССР, 1970. - 114 с.

130. Сухов, Р.И. Методические основы исследования факторов повышения производительности и снижения себестоимости буровых работ на карьерах / Р.И. Сухов, А.С. Реготунов // Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-производственного семинара по взрывным работам, 2019, Екатеринбург / отв. ред. Г.П. Берсенёв. - Екатеринбург: Издательство АМБ, 2020. - С. 34-42.

131. Механика и разрушение горных пород. Вып. 1 / под ред. М.Ф. Друкованного. - М.: Недра, 1969. - 295 с.

132. Milne, W.G. Induced seismicity in Canada / W.G. Milne, M.J. Berry // Engineering Geology. - 1976. Vol. 10. Iss. 2-4. - P. 219-226.

133. Миндели, Э.О. Разрушение горных пород / Э.О. Миндели. - М.: Недра, 1974. - 600 с.
134. Михайлов, В.А. Исследование условий безопасного ведения взрывных работ на карьерах (на примере карьеров комбината «Апатит» и Оленегорского горно-обогатительного комбината): автореф. дис. ... канд. техн. наук / В.А. Михайлов. - Л., 1971. - 21 с. (Ленинградский горный институт).
135. Михайлов, Ю.М. Безопасность аммиачной селитры и ее применение в промышленных взрывчатых веществах / Ю.М. Михайлов, Е.В. Колганов, В.А. Соснин. - Дзержинск: Партнер-плюс, 2008. - 304 с.
136. Монтель, Л. Стохастическое планирование работы рудника на примере месторождения Escondida Norte (Чили) / Л. Монтель, Р. Димитракопулос // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. -2013. № 4.-С. 83-98.
137. Мосинец, В.Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / В.Н. Мосинец, А.В. Абрамов. - М.: Недра, 1982. - 248 с.
138. Мосинец, В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец. - М.: Недра, 1976. - 271 с.
139. Мосинец, В.Н. Оперативный метод оценки сейсмического действия взрыва / В.Н. Мосинец, Н.А. Штейнбах, Ю.Я. Савельев // ФТПРПИ. 1971. С. 38-41.
140. Мосинец, В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом / В.Н. Мосинец. - Фрунзе, 1963. - 232 с.
141. Мосинец, В.Н. Разрушение горных пород / В.Н. Мосинец, А.Д. Пашков, В.А. Латышев. - М.: Недра, 1975. - 250 с.
142. Опытно-промышленные работы по безвзрывной технологии выемки доломитов комбайнами Wirtgen 2200 SM на карьере «Митино» / М. Пихлер, А.А. Тополев, Р.Б. Моргачев, Ю.Б. Панкевич, М.Ю. Панкевич. URL: <http://www.mining-media.ru/ru/article/ogr/162-opytno-promyshlennye-raboty-po-bezvzryvnoj-tekhnologii-vyemki-dolomitov-kombajnamy-wirtgen-2200-sm-na-karere-mitino>
143. Пихлер, М. Некоторые технологические особенности работы комбайнов Wirtgen Surface Miner на открытых разработках / М. Пихлер, Ю.Б. Панкевич. URL: <http://neftegaz.ru/en/science/view/536>
144. Ввод в эксплуатацию карьерного комбайна Wirtgen 2500 SM в карьере Черногорского месторождения ГУП «Чеченцемент» / М. Пихлер, С-А.А. Габаев, Ю.Б. Панкевич, М.Ю. Панкевич. URL: <http://www.mining->

media.ru/ru/article/ogr/3584-vvod-v-ekspluatatsiyu-karernogo-kombajna-wirtgen-2500-sm-v-karere-chernogorskogo-mestorozhdeniya-gup-chechentsement

145. Muller, L. Der Felsbau. 1. Teil / L. Muller. Stuttgart, Fer. Enke Verlag, 1963.

146. Небезин, А.Ю. Обоснование технологии разработки месторождений облицовочного мрамора комбинированным способом: дис. ... канд. техн. наук / А.Ю. Небезин. Красноярск. - 2006. - 160 с.

147. Обеспечение высокого качества взрывной подготовки пород к выемке при открытом способе добычи в сложных горно-геологических условиях и существенном росте масштабов работ / И.А. Пыталев, Д.В. Доможиров, Н.В. Угольников [и др.] // Маркшейдерский вестник. 2021. № 5-6 (144-145). С. 116-121.

148. Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья / Г.Д. Першин, Г.А. Караулов, Н.Г. Караулов, А.Г. Караулов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2007. № 1. - С. 31-35.

149. OSM Blasting Performance Standards. 30 Code of Federal Regulations. Sec. 816.67. Use of Explosives: Control of adverse effects.

150. Кантемиров, В.Д. Оценка засорения массива известняка с использованием методов электроразведки / В.Д. Кантемиров, А.В. Тимохин, Р.С. Титов // Маркшейдерия и недропользование. - 2018. № 2. - С. 21-31.

151. Падуков, В.А. Исследование процессов разрушения горных пород при ударе и взрыве на основе системного анализа: дис. ... д-ра техн. наук / В.А. Падуков. - Л., 1971. - 341 с. (Ленинградский горный институт).

152. Падуков, В.А. Исследование процессов разрушения горных пород при ударе и взрыве на основе системного анализа: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / В.А. Падуков. - Л., 1971.- 64 с.

153. Падуков, В.А. Прогнозирование кусковатости горной массы при взрывных работах / В.А. Падуков, В.П. Макарьев // Физические процессы горного производства. - 1975. № 2. - С. 63-68.

154. Падуков, В.А. Разрушение горных пород при ударе и взрыве / В.А. Падуков, В.А. Антоненко, Д.С. Подозерский. - Л.: Наука, 1971. - 160 с.

155. Падуков, В.А. Энергетический метод определения оптимальных параметров массовых взрывов на известняково-доломитовых карьерах / В.А. Падуков, И.П. Маляров, А.В. Минченков. - Магнитогорск: МГМИ, 1993. - 87 с.

156. Падуков, В.А. Механика разрушения горных пород при взрыве / В.А. Падуков, И.П. Маляров. - Иркутск: ИГУ, 1985. - 128 с.

157. «Перечень взрывчатых материалов, оборудования приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации», утвержденный Приказом Ростехнадзора от 15.09.2011, № 537.

158. Автоматизированный расчёт безопасных условий сейсмики взрывов / В.Х. Пергамент, А.Б. Атлас, И.Т. Мельников, В.С. Сураев. - Магнитогорск: МГМИ, 1993. - 64 с.

159. Определение параметров безопасного производства взрывных работ на нагорных карьерах вблизи коммуникаций / В.Х. Пергамент, К.В. Бурмистров, М.П. Овсянников, З.Р. Даутбаев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. - 2018. №3. - С. 45-50.

160. Пергамент, В.Х. Исследование воздействий воздушных и сейсмических волн взрывов Восточного рудника горы Магнитной на здания и сооружения ЗАО «Магнитогорский комбинат хлебопродуктов» и разработка безопасных условий взрывания / В.Х. Пергамент, Д.В. Доможиров, А.Л. Каширин. Отчет по НИР 97-36, Фонд НИСа МГТУ, 1999. - 98 с.

161. Пергамент, В.Х. Учёт пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела / В.Х. Пергамент // Инженерные методы управления действием взрыва: сб. науч. тр. - Магнитогорск: МГМИ, 1971. Вып. 89. - С. 3-14.

162. Пергамент, В.Х. Прогноз скоростей сейсмических колебаний при взрывах / В.Х. Пергамент, С.В. Медведев, В.Ф. Богацкий // Сейсмотехническое взрывание на горных предприятиях. - 1975. № 151. - С. 3-22.

163. Пергамент, В.Х. Критические скорости и параметры буровзрывных работ / В.Х. Пергамент // Инженерные методы управления действием взрыва: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГМИ, 1971. Вып. 89. С. 40-48.

164. Пергамент, В.Х. Прогнозные оценки скоростей колебаний и их сопоставление с результатами измерений при экспериментальном взрыве / В.Х. Пергамент, В.Н. Калмыков, Е.Н. Гитерман // Проблемы и перспективы развития горных наук: материалы Международной конференции. Новосибирск, 2002. Т. 1. Геомеханика. - С. 246-252.

165. Пергамент, В.Х. Прогноз скоростей сейсмических колебаний при взрывах / В.Х. Пергамент, С.В. Медведев, В.Ф. Богацкий // Сейсмотехническое взрывание на горных предприятиях. - 1975. № 151. - С. 3-22.

166. Пергамент, В.Х. Масштабный фактор и критерии подобия давлений воздушных волн при контактных взрывах / В.Х. Пергамент, П.П. Фирстов, А.П. Красавин // Подземная разработка мощных рудных месторождений: сб. науч. тр. - Магнитогорск: МГМА, 1997. - С. 128-149.

167. Пергамент, В.Х. О давлениях воздушных волн наземных взрывов / В.Х. Пергамент, М.В.Котик // Технология и безопасность взрывных работ: материалы науч.-техн. конф., 2011 г. Екатеринбург, 2012. - С. 255-262.

168. Воздушно-волновая безопасность взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах / В.Х. Пергамент, Т.С. Котляр, И.А. Зурков, Ю.И. Тятюшин // Научный симпозиум. Неделя горняка. - М., 2003. - С. 102-112.

169. Experimental evaluation of near-source seismic effects of quarry blasts / V. Pergament, I. Malarov, P. Firstov, Y. Gitterman // XXVI General Assambley of the Evropean Seismological Commission (ESC). TEL AVIV. 1998. - P. 29.

170. Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events / Pergament V., Iv. Melnikov, V. Suraev, I. Melnikov, K. Vassiliev, M. Kotik, N. Shevtsov // Minno delo i Geologia. Bulgaria, 1000 Sofia. - 2014. No. 1-2. - Pp. 57-63.

171. Современные способы вскрытия рабочих горизонтов при разработке месторождений мрамора / Г.Д. Першин, С.А. Голяк, М.С. Уляков, Н.Г. Караулов, И.С. Сорокин, В.Ю. Домнин, Р.Ф. Иштакбаев // Успехи современного естествознания. - 2014. № 12-3. - С. 225-230.

172. Першин, Г.Д. Анализ влияния режимов работы канатных пил на эффективность добычи блоков природного камня / Г.Д. Першин, М.С. Уляков // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. - 2015. Т. 8. № 7. - С. 928-940.

173. Першин, Г.Д. Выбор способа подготовки высокопрочного камня к выемке с учетом условий залегания природных трещин в массиве / Г.Д. Першин, Н.Г. Караулов, М.С. Уляков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2015. № 1. - С. 111-121.

174. Попов, Д.В. Обоснование технологических параметров разработки сложноструктурных угольных месторождений для обеспечения требуемого качества продукции: дис. ... канд. техн. наук / Д.В. Попов. Магнитогорск, 2020. - 149 с. (Магнитогорский государственный технический университет ИМ. Г.И. Носова).

175. Pershin, G.D. Selection of high-strength dimension stone cutting method, considering natural jointing / G.D. Pershin, N.G. Karaulov, M.S. Ulyakov // Journal of Mining Science. - 2015. Vol. 51. No. 1. - Pp. 129-137.

176. Согласование производительности карьера и фабрики при формировании техногенных емкостей для размещения в них хвостов обогащения руд / Г.Д. Першин, И.А. Пыталев, Е.Е. Швабенланд, В.В. Якшина // Маркшейдерия и недропользование. - 2022. № 3 (119). - С. 24-31.

177. Повышение эффективности взрывной отбойки на основе новых способов инициирования скважинных зарядов на карьерах / В.И. Комащенко, В.И. Голик, В.А. Белин, А.Л. Гапоненко // Горн. информ.-аналит. бюл. - 2014. № 9. - С. 293-304.

178. Покровский, Г.И. Взрыв / Г.И. Покровский. М.: Недра, 1973. 182 с.

179. Попов, С.В. Геологическое обеспечение планирования горных работ / С.В. Попов. - Магнитогорск: МГМИ, 1990. - 84 с.

180. Проектирование взрывных работ в промышленности / Э.Б. Башкуев, А.М. Бейсебаев, В.Ф. Богатский и др. 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983. - 359 с.

181. Правила устройства электроустановок (ПУЭ). 7-е изд. М.: Госэнергонадзор,

182. Проект производства работ «Безвзрывное рыхление (дезинтеграция) скального грунта в котловане. Объект ПАО «ММК». КХП. КБ №12. Стационарный вагоноопрокидыватель №3, перегрузочный узел У5, галерея конвейеров УТ-5, УТ-6», ПТО ООО «Фортис», 2022. - 58 с.

183. Прохоров, А.А. Обоснование параметров открытой геотехнологии для комплексного освоения месторождений белого мрамора: автореф. дис. ... канд. техн. наук / А.А. Прохоров. - Магнитогорск, 2022. - 22 с.

184. Обеспечение высокого качества взрывной подготовки пород к выемке при открытом способе добычи в сложных горно-геологических условиях и существенном росте масштабов работ / И.А. Пыталев, Д.В. Доможиров, Н.В. Угольников, А.А. Прохоров, В.В. Пронин // Маркшейдерский вестник. - 2021. № 5-6 (144-145). - С. 116-121.

185. Способ повышения качества подготовки пород к выемке при использовании эмульсионных взрывчатых веществ на карьерах с высокими уступами /

И.А. Пыталев, Д.В. Доможиров, Е.Е. Швабенланд, А.А. Прохоров, В.В. Пронин // Маркшейдерский вестник. - 2021. № 6 (145). - С. 62-67.

186. Пшеничная, Е.Г. Экспресс-метод оценки работоспособности НРС в лабораторных условиях / Е.Г. Пшеничная, Н.Г. Першина // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. - Магнитогорск, 2008. - С. 106-113.

187. Ракишев, Б.Р. Закономерность размещения пород из различных частей уступа в развале при многорядном взрывании / Б.Р. Ракишев // Разработка месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. - Алма-Ата, 1976. № 6. - С. 94-101.

188. Ракишев, Б.Р. Автоматизированное проектирование и производство массовых взрывов на карьерах / Б.Р. Ракишев. - Алма-Ата: Кылым, 2016. - 340 с.

189. Гранулометрический состав взорванных пород при различных условиях взрывания / Б.Р. Ракишев, А.А. Орынбай, А.М. Ауэзова, А.Е. Куттыбаев // ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень. -2019, № 8. -С. 83-94.

190. Репин, Н.Я. Процессы открытых горных работ. Ч. 1. Подготовка горных пород к выемке / Н.Я. Репин. - М.: Горная книга, 2009. - 190 с.

191. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы / В.В. Ржевский. - М.: Недра, 1985. - 509 с.

192. Ринн, Д.М.У. Псевдоизосейсмические воздействия на город Бриспен взрыва в карьере 4 декабря 1978 г. / Д.М.У. Ринн, Д.П. Узбб. Перевод № Л 14250 ВЦП.

193. Родионов, В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде / В.Н. Родионов. Люберцы: Изд-во ИГД им. А.А. Скочинского, 1962.

194. Rosenthal, M.F. Blasting Guidance Manual / M.F. Rosenthal, G.L. Morlock // Directive System. US Department of Interior. Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement, March 1987. - 201 p.

195. Рубцов В.К. Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах: дис. д-ра техн. наук / В.К. Рубцов. - М.: МГИ, 1971. - 412 с.

196. Руководство по анализу опасности аварийных взрывов и определению параметров их механического воздействия. Федеральный надзор России по ядерной и радиационной безопасности. РБГ-05-039-96. - М., 2000.

197. Рундквист, А.К. Общая форма законов дробления // Научно-технический информационный бюллетень ин-та Механобр / А.К. Рундквист. - 1956. № 2.

198. Рыльникова, М.В. Обоснование параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы для повышения полноты освоения месторождения открытым способом и экологической безопасности горных работ / М.В. Рыльникова, В.С. Федотенко, Е.Н. Есина // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017: сборник статей по материалам научно-практической конференции с международным участием. - Севастополь: СевГУ, 2017. - С. 1302-1305.
199. Савельев, Г.П. Сырьевая база Южного Урала. Ее характеристика и темпы освоения / Г.П. Савельев // Камень вокруг нас. - 2004. № 7. - С. 42-43.
200. Садовский, М.А. Простейшие приемы определения сейсмической опасности массовых взрывов / М.А. Садовский. - Л.: Изд-во АН СССР, 1946. -28с.
201. Садовский, М.А. Основные направления совершенствования взрывных работ в горной промышленности / М.А. Садовский, Н.В. Мельников, Г.П. Демидюк // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 1973. № 3. - С. 35-44.
202. Садовский, М.А. Избранные труды. Геофизика и физика взрыва / М.А. Садовский. - М.: Наука, 1999. - 335 с.
203. Садовский, М.А. Механическое действие ударных волн взрыва по данным экспериментальных исследований / М.А. Садовский // Избранные труды. Геофизика и физика взрыва. - М.: Наука, 2004. - 440 с.
204. Садовский, М.А. Сейсмический процесс в блоковой среде / М.А. Садовский, В.Ф. Писаренко. - М.: Наука, 1991. - 95 с.
205. Санитарно-эпидемиологические правила и нормативы (СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03).
206. Салей, А.у. Анализ комплексного освоения полиметаллических месторождений / А.у. Салей // EUROPEAN RESEARCH: сборник статей XXIV Международной научно-практической конференции, Пенза, 07 декабря 2019 года. Пенза: «Наука и Просвещение» (ИП Гуляев Г.Ю.), 2019. - С. 145-148.
207. Сафонов, Л.В. Сейсмический эффект взрыва скважинных зарядов / Л.В. Сафонов, Г.В. Кузнецов. - М.: Наука, 1967. - 102 с.
208. Сафронов, В.П. Эффективность использования оборудования для реализации безвзрывных технологий добычи известняков и доломитов / В.П. Сафронов, Ю.В. Зайцев, В.В. Сафронов // Известия ТулГУ. Технические науки. - 2015. Вып. 7. - С. 89-99.

209. Секисов, Г.В. Основы технологии выемки руд при открытой разработке сложных рудных месторождений / Г.В. Секисов. Фрунзе: Илим, 1970.- 230с.
210. Сеинов, Н.П. Исследование эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов / Н.П. Сеинов, Л.Н. Марченко, И.Ф. Жариков. - М.: Взрывное дело, 1972. - С. 102-107.
211. Сенук, В.М. Разработка эффективной технологии взрывного дробления крупноблочных пород на железорудных карьерах: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / В.М. Сенук. - М., 1983. - 33 с.
212. Серпик, В.Д. Неэлектрическая система инициирования повышенной безопасности (СИНВ) как самый передовой и безопасный способ взрывания / В.Д. Серпик // Аллея науки. - 2018. Т. 1. № 2 (18). - С. 376-379.
213. Симаков, Д.Б. Управление энергетическими затратами в процессах открытых горных работ: дис. ... канд. техн. наук / Д.Б. Симаков. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2007. - 124 с.
214. Симаков, Д.Б. Механизмы преобразований в проектировании технологических процессов на горнорудных предприятиях в современных экономических условиях / Д.Б. Симаков, Д.В. Доможиров. - М., 2009. - 10 с. Деп. в ВИНТИ 07.12.09. №772-В.
215. Анистратов, Ю.И. Справочник по открытым горным работам / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов, М.И. Щадов. М.: НТЦ «Горное дело», 2010. 725 с.
216. Старшинов, А.В. Особенности сырьевой базы для изготовления взрывчатых веществ на местах применения в странах СНГ и Монголии / А.В. Старшинов, Ж. Жамьян, В.Ю. Фадеев // Горное дело в Казахстане: сб. трудов Первой межд. науч.-практ. конф. Алма-Ата, РИО ВАК РК, 2000. - С. 234-236.
217. Соснин, В.А. Исследование детонационных процессов эмульсионных взрывчатых веществ / В.А. Соснин, Е.В. Колганов // Взрывное дело. - 2004. № 94/5. - С. 181-195.
218. Суханов, А.Ф. Разрушение горных пород взрывов / А.Ф. Суханов, Б.Н. Кутузов. - М.: Недра, 1983. - 344 с.
219. Predicting the Building Stone Cutting Rate Based on Rock Properties and Device Pullback Amperage in Quarries Using M5P Model Tree / S. Najmedin Almasi, Raheb Bagherpour, Reza Mikaeil, Yilmaz Ozcelik, Hamid Kalhori // Geotech Geol Eng. 2017. Vol. 35. pp. 1311-1326. DOI: 10.1007/s10706-017-0177-0

220. Смирнов, А.Г. Добыча и обработка природного камня / А.Г. Смирнов, Н.Т. Бакка, И.С. Биржишкие. - М.: Недра, 1990. - 445 с.
221. Сытенков, В. Н. Энергопотребление технологических процессов как критерий выбора наилучших доступных технологий в системе «карьер - ОФ» / В. Н. Сытенков // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 315-327.
222. Тангаев, И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / И.А. Тангаев. - М: Недра, 1986. - 231 с.
223. Энергетика процессов, систем открытых горных работ и рудоподготовки / И.А. Тангаев, И.П. Маляров, В.К. Угольников, А.Л. Каширин. - Магнитогорск: МГТУ, 2002. - 66 с.
224. Теория и практика открытых разработок / под общ. ред. акад. Н.В. Мельникова. - М.: Недра, 1973.
225. Терентьев, В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом / В.И. Терентьев. М.: Наука, 1972. 200 с.
226. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве – АО «Институт Гидропроект», 1997.
227. Технический проект производства буровзрывных работ на дноуглубление участка акватории при строительстве нефтяного терминала «Порт бухта Север», выполнен АО «Работы Взрывные Специальные» г. Магнитогорск, 2022.
228. Технический регламент Таможенного Союза 028/2012. О безопасности взрывчатых веществ и изделий на их основе. Принят Советом Евразийской Экономической Комиссии 20.07.2012. - М.: ЕЭК, 2012. - 23 с.
229. Бастан, П.П. Теория и практика усреднения руд [Текст] / П.П. Бастан, Е.И. Азбель, Е.И. Ключкин. - М.: Недра, 1979. - 255 с.
230. Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче / Госгортехнадзор СССР. - М., 1972. - 154 с.
231. Trifu, C.I. The Mechanism of Induced Seismicity / C.I. Trifu. Switzerland: Birkhäuser, 2012. - 617 p.
232. Трубецкой, К.Н. Современные проблемы разрушения массивов горных пород / К.Н. Трубецкой, С.Д. Викторов. - М.: ИПКОН РАН, 1998. - 28 с.
233. Туме Чапа Иполито. Геология, минеральный состав и закономерности размещения типов руд на стратиформном медно-свинцово-цинковом месторож-

дении колькихирка (Перу): специальность 04.00.11: автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук / Туме Чапа Иполито. - М., 1992. - 17 с.

234. ТУ 7276-010-774801-2012. Вещества взрывчатые промышленные. «Истрит». Технические условия.

235. ТУ 7276-001-37945333-2014. Вещества взрывчатые промышленные. «НПГМ». Технические условия.

236. ТУ 7276-001-23308410-2002. Вещества взрывчатые промышленные. «Фортис». Технические условия.

237. 7276-019-05608605-2005. Вещества взрывчатые промышленные. «Сибирит-1000 и 1200». Технические условия.

238. Гавришев, С.Е. Организационно-технологические методы повышения надежности и эффективности работы карьера. / С.Е. Гавришев. –Магнитогорск: МГТУ, 2002. – 217 с.

239. Угольников, Н.В. Обоснование рациональных параметров расположения парносближенных скважин на карьерах нерудных строительных материалов / Н.В. Угольников, Д.В. Доможиров // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу: сборник статей по результатам Международной конференции. - 2019. - С. 361-369.

240. Угольников, Н.В. Обеспечение безопасности буровзрывных работ при взрывании парносближенных скважин высоких уступов на карьерах / Н.В. Угольников, Д.В. Доможиров // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. - 2019. № 3. - С. 332-343.

241. Ugolnikov, N.V., Domozhirov, D.V., Karaulov, N.G., Prochorov, A.A. Improving the production technology of drilling and blasting operations by blasting of high ledges // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. Volume 966, Issue 1, 13 November 2020, № 01202.

242. Угольников, В.К. Влияние трещиноватости массива горных пород на кусковатость взорванной горной массы / В.К. Угольников, С.Е. Гавришев, Н.В. Угольников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2006. № 3. - С. 213-216.

243. Угольников, Н.В. Анализ техники и технологии производства буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ на карьерах Южно-Уральского региона / Н.В. Угольников, Д.В. Доможиров, А.В. Генкель // Акту-

альные проблемы современной науки, техники и образования: сб. докладов. - Магнитогорск, 2012. Т. 1. - С. 67-70.

244. №116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.1997 г.

245. № 190-ФЗ «Градостроительный кодекс РФ» от 29.12.2004 г.

246. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013г. № 605, зарегистрированы в Минюсте России 01.04.2014г. № 31796).

247. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» / Приказ Ростехнадзора от 11 декабря 2013 г. № 599.

248. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения», приказ Ростехнадзора от 03.12.2020 № 494 (зарегистрирован в Минюсте России 25.12.2020 N 61824).

249. Федотенко, В.С. Требования к качеству буровзрывной подготовки горных пород при переходе на экскаваторы с увеличенной емкостью ковша / В.С. Федотенко, В.В. Пронин // Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы при освоении и сохранении недр, 2021. - С. 54-55.

250. Фраш, Г.Б. Взрывные работы в сезонно-мерзлых грунтах: справочное пособие / Г.Б. Фраш. - М.: Недра, 1990. - 112 с.

251. Fornaro, M. Underground Stone Quarrying in Italy / M. Fornaro, L. Bosticco // Marmo Macchine International. - 1994. No. 6. - P. 28-54.

252. Физика взрыва // колл. авт.: Ф.А. Баум, К.П. Станюкович и др.; под ред. Станюкович К.П. - М.: Наука, 1975. - 704 с.

253. Characterization of commercial, composite explosives / M. Finger, F. Helm, E. Lee and others. // Proc. XIth Symp. (Int.) on detonation, USA, 1976. - P. 1-11.

254. Фугзан, М.М. Условия рационального использования энергии взрыва на дробление / М.М. Фугзан, В.П. Гизай, В.И. Еремин.-Аппетиты, 1974.-С.56-61.

255. Ханукаев, А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом / А.Н. Ханукаев. - М.: Недра, 1974. -223 с.

256. Хоменко, О.Е. Обоснование технологий и средств для проведения горизонтальных горных выработок с использованием эмульсионных взрывчатых

веществ / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, В.И. Ляшенко // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2021. Т. 19. № 3. - С. 5-15.

257. Хопунов, Э.А. Новые аспекты избирательного разрушения минерального сырья / Э.А. Хопунов // Известия вузов. Горный журнал. - 2013. № 6. - С. 130-138.

258. Цейтлин, Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий. - М.: Недра, 1981. - 130 с.

259. Черчинцева, Т.С. Исследование напряженного состояния бортов глубоких рудных карьеров: дис. ... канд. техн. наук / Т.С. Черчинцева - Магнитогорск, 1974. - 200 с.

260. Чирков, А.С. Добыча и переработка строительных горных пород: учебник для вузов / А.С. Чирков. - М.: Изд-во Московского горного государственного университета, 2001. - 623 с.

261. Чупрунов, Г.Д. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок / Г.Д. Чупрунов. - М.: Недра, 1970. - 368 с.

262. Шеменев, В.Г. Методика экспериментального определения основных характеристик взрывчатых веществ / В.Г. Шеменев, В.А. Синицын, П.В. Меньшиков // Горный журнал Казахстана. - 2014. № 2. - С. 44-46.

263. Шестаков, В.А. Проектирование горных предприятий: учебник для студ. вузов / В.А. Шестаков. 2-е изд., перераб. - М.: Изд. МГГУ, 2003. - 800 с.

264. <http://www.slanets.ru/articles/shale-mining-in-russia>

265. Эткин, М.Б. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве / М.Б. Эткин, А.Е. Азаркович. - М.: Изд-во МГГУ, 2004. - 317 с.

266. Юматов, Б.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов / Б.П. Юматов, Б.Н. Байков, В.П. Смирнов. - М.: Недра, 1973. - 192 с.

267. Яковлев, А.М. Планирование горных работ в режиме управления качеством сырья на основе геоинформационного моделирования / А.М. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2021. № 5-1. - С. 258-268.

268. Яковлев, В.Л. Исследование переходных процессов – новый методологический подход к разработке и развитию инновационных технологий добычи и рудоподготовки минерального сырья при освоении глубокозалегающих сложноструктурных месторождений / В.Л. Яковлев // Проблемы недропользования

[Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. - 2017. № 2. - С. 5-14.

269. Яковлев, В.Л. Исследование переходных процессов – новое направление в развитии методологии комплексного освоения георесурсов / В.Л. Яковлев. - Екатеринбург: УрО РАН, 2019. - 284 с.

270. Яковлев, В.Л. Особенности методологического подхода к обоснованию стратегии освоения сложноструктурных месторождений на основе исследования переходных процессов / В.Л. Яковлев // Геомеханические и геотехнологические проблемы освоения недр севера: ГИАБ (научно-технический журнал). - 2015. №30 (спец. выпуск).

271. Ялтанец, И.М. Практикум по открытым горным работам: учеб. пособие / И.М. Ялтанец, М.И. Щадов. - М.: МГГУ, 2003. - 429 с.

272. Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче // Госгортехнадзор СССР. Протокол N 15 от 12 июля 1973 г.

273. Терминологический словарь. Горное дело. - 2016 г.

274. Арсентьев, А.И. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков. - М.: Недра, 1994. - 336 с.

275. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых / В.С. Хохряков. – М.: Недра, 1982. – 280с.

276. Каплунов, Д.Р. Комплексное освоение рудных месторождений: проектирование и технология подземной разработки / Д.Р. Каплунов. М.:ИПКОН РАН, 1998. – 383 с.

277. Мельников, Н.В. Открытая разработка месторождений: Избр. труды. – М.: Наука, 1985. - 280 с.

278. Открытые горные работы: справочник. / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, Винницкий К.Е., Мельников Н.Н. и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.

279. Coleman, L.L. (1999). International Coal, 1998 ed. Washington, DC: National Mining Association

280. Katen, K. P. (1982). "Modern Mining Methods—Longwall, Shortwall," In Elements of Practical Coal Mining, 2nd ed., ed. D. F. Crickmer and D. A. Zegeer. New York: Society of Mining Engineers/American Institute of Mining and Metallurgy.

281. Галиев, С.Ж. Оптимизация параметров горнотранспортных систем карьеров на основе имитационного моделирования: дисс. ... д-ра техн. наук / С.Ж. Галиев. – Алматы, 1997. – 391 с.
282. Галкин, В.А. Технологические основы проектирования и планирования грузопотоков на рудных карьерах с автомобильным транспортом: дисс. ... докт. техн. наук / В.А. Галкин. – Магнитогорск, 1987. -290 с.
283. Соколовский, А.В. Методология проектирования технологического развития действующих карьеров: дисс. ... д-ра техн. наук – Челябинск, 2009. 276с.
284. Шешко, Е.Ф. Разработка полезных ископаемых открытым способом/ Е.Ф. Шешко. - М.: Углетехиздат, 1949. -347 с.
285. Яковлев, В.Л. Внутрипроизводственное планирование в условиях инновационного развития угледобывающего предприятия / В.Л. Яковлев, В.А. Азев, А.М. Макаров. - Челябинск: АБРИС, 2019. - 164 с.
286. Эффективность комбинирования технологий выемки руд в пределах рудного поля / В. И. Голик, В. Г. Лукьянов, Н. М. Качурин, Г. В. Стась // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2020. – Т. 331, № 10. – С. 32-39.
287. Бызов, В.Ф. Усреднительные системы на горно-обогачительных предприятиях / В. Ф. Бызов. - М.: Недра, 1988. - 220 с.
288. Виницкий, К.Е., Шаль Р.Р. Управление качеством угля на разрезах ПО "Экибастузуголь". Обзор / К.Е. Виницкий, Р.Р. Шаль. - М.: ЦНИЭИуголь, 1981.
289. Куржей, С.П. Совершенствование технологии добычи угля в Экибастузском бассейне. Обзор / С.П. Куржей, Н.М. Белик.- М.: ЦНИЭИуголь, 1980.
290. Федотов, И.П. Открытая разработка сложноструктурных угольных пластов / И.П.Федотов, И.С. Виницкий. - М.: Недра, 1982. - 143с.
291. Щадов, М.И. Опыт совершенствования технологии и управления качеством угля в ПО "Экибастузуголь". Обзор / М.И. Щадов, К.Е. Виницкий, Р.Р. Шаль. - М.: ЦНИЭИуголь, 1985.
292. Яковлев, В. Л. О комплексном освоении недр и территорий в сложных природно-климатических условиях / В. Л. Яковлев, С. В. Корнилков, И. Ю. Рассказов, С. М. Ткач // Горный журнал. № 6. - 2019. - С. 84-89.

Приложение А



ООО ЕЛЕНА
Добыча мрамора

457388, Россия, Челябинская область, Карталинский район, с.Елененка, ул.Будяковой, д.26, пом.11
тел.: / 3519 / 560 - 850, e-mail: office@rif-mm.ru
p/c 40702810400000103190 Банк "КУБ" (АО) г. Магнитогорск, Ю/с 30101810700000000949
БИК 047516949, ИНН 7407000102, КПП 745801001

УТВЕРЖДАЮ:

Главный инженер ООО «ЕЛЕНА»

А.А. Бочкарев

2022 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Дожирова Дмитрия Викторовича
«Развитие методологии управления качеством минерального сырья путем
разработки технологии и обоснования параметров подготовки к выемке горных
пород сложноструктурных месторождений»
на ООО «ЕЛЕНА»

1. Наименование системы

**Технология подготовки пород к выемке сложноструктурного месторождения
путем однорядного взрывания и механического рыхления при отработки
контактных зон полезного ископаемого с вредными включениями**

2. Новизна технологического решения

Разработана технология подготовки горных пород к выемке, обеспечивающая
вскрытие и целенаправленную отработку участков месторождения белого мрамора
для производства микрокальцита высокой степени белизны.

Предложена технология однорядного взрывания и механического рыхления
для отработки контактных зон с жёлтыми (доломотизированные известняки) и
темными (ожелезнышные мрамора) включениями. Обоснованы оптимальные
параметры однорядного взрывания, предусматривающие изменение значений
сетки скважин и удельного расхода взрывчатого веществ. Определена область
применения гидромолота тяжелого класса и обоснованы параметры при
селективной отработке зон контактов с вредными включениями.

Внедрение технических решений в условиях Еленинского месторождения белого мрамора, с целью снижения потерь за счет переизмельчения (фракция 0-20 мм) и разубоживания кондиционного сырья позволило исключить разубоживание на контакте с вредными включениями. В результате применения технологии однорядного взрывания было достигнуто увеличение из взорванного блока объема выхода товарной продукции фракции 40-200 мм с 52 до 60%, фракции более 200 мм в 5 раз, при расширении сетки скважин до 15-29% и снижении удельного расхода ВВ до 50%, снижение потерь кондиционного сырья при селективной выемке до 5%, вторичного отсева фракции 0-5 мм - до 9% и разубоживание вредными включениями до 4 %. Применение технологии селективной отработки зон контактов с вредными включениями гидромолотом тяжелого класса, обеспечило повышение эффективности и полноту освоения балансовых запасов белого мрамора при снижении переизмельчения на 5-10% и увеличении выхода товарной продукции высоких сортов

Успешная реализация указанных технических решений позволила увеличить выход товарной продукции фракции 40-200 мм, повысить показатель белизны и снизить до минимума потери и разубоживания, что в совокупности значительно повысило полноту освоения участка недр при снижении затрат на добычу белого мрамора.

3. Место внедрения

Еленинское месторождение белого мрамора (ООО «ЕЛЕНА»)

4. Время работы после внедрения

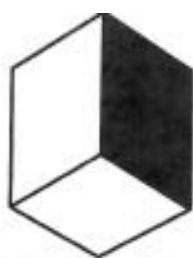
Начало внедрения использования механической и буровзрывной подготовки – май 2021 года.

Окончание работ по использованию механической и буровзрывной подготовки – «31» декабря 2021 г.

5. Экономическая эффективность

Суммарный экономический эффект от применения однорядного взрывания и механического рыхления тяжёлым гидромолотом в период с мая 2021 по «31» декабря 2021 составило 25,72 млн. руб.

Приложение Б



ООО «КВАРЦ»

Добыча мрамора

457625, Правая сторона 6-го километра из с. Полоцкое п.Новинка Юваильского р-на Челябинской области
тел.: / 3519 / 580 - 850, e-mail: office@rif-mm.ru
r/c 40702810800000103189
k/c 30101810700000000949 Банк "КУБ" (АО) г. Магнитогорск,
БИК 047516949, ИНН 7431002750 КПП 745501001

УТВЕРЖДАЮ:

Начальник карьера ООО «КВАРЦ»

В.В. Кучеров

2023 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Доможирова Дмитрия Викторовича
«Развитие методологии управления качеством минерального сырья путем
разработки технологии и обоснования параметров подготовки к выемке горных
пород сложноструктурных месторождений»
на ООО «РИФ-Микромрамор»

1. Наименование системы

Технология одновременной подготовки пород к выемке двух видов товарной продукции сложноструктурного месторождения путем районирования карьерного поля и создания защитного вертикального демпфера

2. Новизна технологического решения

Разработана технология подготовки горных пород к выемке, обеспечивающая одновременную подготовку и отработку участков месторождения белого мрамора для получения товарной продукции в виде декоративного блочного камня и фракционного щебня высокой степени белизны.

Предложена технология подготовки горных пород к выемке для обеспечения комплексного освоения участка недр сложноструктурных месторождений, когда необходимо изолировать заранее районированные участки от воздействия взрывных работ на смежных участках требуется обоснование конструкции и параметры БВР с применением защитных экранов.

Предложены технико-технологические решения, обеспечивающие совмещение способов подготовки пород к выемке с увязкой параметров применяемого горного оборудования, включающие применение буровзрывных

работ, карьерного комбайна, тяжелого гидромолота, алмазно-канатных и баровых камнерезных машин.

Внедрение технических и технологических решений в условиях Полоцкого месторождения мрамора, предусматривающих районирование карьерного поля, многорядное короткозамедленное взрывание, механическое дробление гидромолотом и применение алмазно-канатных и баровых камнерезных машин, позволило получить повышенный выход блочного камня на и переработку некондиционного сырья с целью производства микрокальцита. Достигнуто повышение полноты освоения запасов за счет расширения спектра товарной продукции и обоснования параметров защитного экрана в виде вертикального демпфера, позволяющего снизить переизмельчение, нарушенность массива и безопасность ведения взрывной подготовки.

Успешная реализация указанных технических решений позволила увеличить выход блочной продукции на 18% и повысить полноту освоения запасов до 80% за счет увеличения товарной продукции в виде фракционного щебня (фракция 40-200 мм) и снизить потери и разубоживания.

3. Место внедрения

Полоцкое месторождение белого мрамора (ООО «РИФ-Микромрамор»)

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения использования механической и буровзрывной подготовки – февраль 2022 года.

Окончание работ по использованию механической и буровзрывной подготовки – «31» декабря 2022 г.

5. Экономическая эффективность

Суммарный экономический эффект от применения технологии подготовки в период с февраля 2022 по «31» декабря 2022 составило 55,3 млн. руб.

Приложение В

BIS

**Общество с ограниченной ответственностью
«БЛАСТИНГ ИНТЕР СОЛЮШНС»**

Адрес местонахождения: 450105, Республика Башкортостан, г. Уфа, ул. Маршала Жукова, 22, помещение 307
ОГРН 1190280078780, р/с 40702810306000001036, к/с 30101810300000000601, БИК 048073601
ИНН/КПП 0276947737/027601001. info@bis-rb.ru

УТВЕРЖДАЮ

Директор

ООО «БЛАСТИНГ ИНТЕР СОЛЮШНС»

А.Г. Якушин

2022 г.

« »



АКТ

внедрения материалов диссертации Доможирова Дмитрия Викторовича
«Развитие методологии управления качеством минерального сырья путем
разработки технологии и обоснования параметров подготовки к выемке
горных пород сложноструктурных месторождений»
на ООО «БИС»

1. Наименование системы

Методика обоснования технологии и расчета энергетических, конструктивных и геометрических параметров скважинных зарядов при подготовке пород к выемке сложноструктурных месторождений, с учетом разработанных сетчатых номограмм и на выровненных параллельных шкалах

2. Новизна технологического решения

Разработана методика обоснования технологии и параметров подготовки пород к выемке при открытой геотехнологии, базирующаяся на критериях оптимальной интегральной энергоемкости и приведенной глубины заложения скважинного заряда, обеспечивает управление качества минерального сырья, увеличения спектра товарной продукции и полноты освоения запасов месторождения с учетом технологических требований и соблюдения условий безопасности.

Предложена номограмма оперативного определения оптимальных параметров

буровзрывных работ при управлении качеством минерального сырья на сложно-структурных месторождениях по установлению массы одновременно взрываемого заряда и обеспечения ударной воздушно-волновой безопасности при взрывах в каскадах, учитывающая конструктивные особенности скважинного заряда. Номограмма позволяет также определять и систематизировать масштабные коэффициенты и поправки на: одновременность наложения прихода возмущений к охраняемому объекту от мгновенно взрывающихся участков в различных разноудаленных блоках при каскадных взрывах; рельеф, в зависимости от его неоднородности и расположения заряда ВВ.

Успешная реализация предложенных методик и разработанных номограмм при составлении проектной документации на производство массовых взрывов позволила получить максимальный спектр видов и сортов товарной продукции и обеспечить их максимальный выход с заданным гранулометрическим составом горной массы при минимальных потерях и разубоживания путем определения рациональных параметров технологий подготовки пород к выемке для условий месторождений «Еленинское месторождение мраморов», «Кизильское месторождение фельзитов», «Абзаковское месторождение строительного камня» и «Гомзовское месторождение гипса и ангидрита».

3. Место внедрения

«Еленинское месторождение мраморов», «Кизильское месторождение фельзитов», «Абзаковское месторождение строительного камня» и «Гомзовское месторождение гипса и ангидрита».

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения работ по использованию методики расчета параметров буровзрывной подготовки – январь 2021 года.

Окончание работ – декабрь 2021 года.