

МИНИСТЕРСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ЭКОЛОГИИ РОССИЙСКОЙ
ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЮ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«ИНСТИТУТ МИНЕРАЛОГИИ, ГЕОХИМИИ И КРИСТАЛЛОХИМИИ РЕДКИХ
ЭЛЕМЕНТОВ» (ФГБУ «ИМГРЭ»)

На правах рукописи

Барнов Николай Георгиевич

**ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА, АНАЛИЗ ТИПОМОРФНЫХ
МИНЕРАЛОВ И РАЗРАБОТКА ПАРАМЕТРОВ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ОСВОЕНИЯ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОРУНДА
В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ ВЫСОКОГОРЬЯ**

Специальности

2.8.3 – Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика,
маркшейдерское дело и геометрия недр и 2.8.8 – Геотехнологии, горные
машины

Диссертация на соискание ученой степени
доктора технических наук

Научный консультант
доктор геолого-минералогических наук,
профессор В. В. Щипцов

Москва 2023 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
Глава 1 Классификация месторождений корундов	15
1.1 Общие сведения	15
1.2 Магматический класс	21
1.3 Пегматитовый класс	22
1.4 Скарновый класс	24
1.5 Пневматолито-гидротермальный класс	24
1.6 Метаморфогенный (метаморфогенно-метасоматический) класс	26
1.7 Коры выветривания	27
1.8 Россыпи	28
1.9 Уточненная классификация минералов корундовой группы	30
Выводы по главе 1	31
Глава 2 Физические и химические параметры корундов на технологическом уровне.....	33
2.1 Конституция и свойства минералов группы корунда	33
2.2 Физические и химические методы исследований корундов	38
2.2.1 Прецизионное изучение микроэлементного состава корундов на квадрупольном масс-спектрометре X-SERIES 2 Terhmo.....	38
2.2.2 Изучение ИК-спектров образцов корунда.....	41
2.2.3 Изучение химического состава корундов с использованием электронно-зондового микроанализатора	44
2.2.4 Изучение флюидных включений.....	48
2.3 Области применения корундов.....	52
Выводы по главе 2.....	54
Глава 3 Горно-геологические условия и горнотехнические особенности разработки месторождений корундовой группы	55
3.1 Общий обзор.....	55

3.2 Горно-геологическая и горнотехническая характеристика опорных месторождений корундовых руд	64
3.2.1 Рубины Могокского района (Мьянма)j.....	67
3.2.2 Благородный корунд Шри-Ланки.....	70
3.2.3 Рубины месторождения Снежное (Памир).....	74
3.2.4 Рубины проявления Рай-Из (Полярный Урал).....	79
3.2.5 Рубины месторождения Незаметнинское (Хабаровский край).....	81
3.2.6 Рубины Хитострова (северная Карелия).....	85
Выводы по главе 3.....	92
Глава 4 Технология разработки коренных месторождений корунда	93
4.1 Анализ особенностей существующих систем разработки и технологических приемов при разработке коренных месторождений корунда.....	93
4.2 Технология взрывной рудоподготовки на коренных месторождениях корундосодержащих руд, обеспечивающая сохранность кристаллов	106
4.3 Технология закладки при разработке коренных месторождений корундосодержащих руд, обеспечивающая сохранность минерального сырья для последующей выемки целиков	121
4.4 Технология скважинной отбойки на крутопадающих маломощных корундосодержащих рудных телах.....	136
4.5 Технология отработки корундосодержащих горных пород жильных месторождений с применением гидроразрыва	158
4.6 Разработка способа отработки крутопадающих маломощных жильных месторождений	169
Выводы по главе 4.....	179
Глава 5 Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных и техногенных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья.....	181

5.1. Создание условий эффективного освоения корундсодержащих рудных тел наклонного залегания системой с открытым очистным пространством	181
5.2 Внутрискважинный способ определения направления действий и значений главных напряжений	192
5.3 Отбойка сформированных гидроразрывом блоков при ведении очистных работ зарядами ВВ.....	197
5.4 Технология формирования и отработки техногенных месторождений корунда.....	207
Выводы по главе 5.....	210
Глава 6 Обоснование механизма селективной дезинтеграции корундосодержащих горных пород с целью извлечения полезного компонента	212
6.1 Механизм селективной дезинтеграции горных пород минералов семейства корунда.....	212
6.2 Изучение строения и минерального состава рудных корундосодержащих залежей для селективной дезинтеграции горных пород с целью извлечения полезного компонента	229
Выводы по главе 6.....	235
Глава 7 Исследование способов вскрытия корундоносных пород.....	236
Выводы к главе 7	252
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	253
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	256
Список опубликованных научных работ Н.Г.Барнова по теме диссертации (лично и в соавторстве)	273
Приложение А	279

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования

Корунд известен и популярен с глубокой древности (Corundum – Korund – Corundum), название минерала дано еще в древней Индии, на санскрите «курувинда» – рубин. Ценность представляют прозрачные разновидности: рубин, от латинского «рубеус» – это красный, сапфир, от греческого «сапфейрос» – синий, падпарадша – оранжево-розовый, это по цвету от сингalezского «падмарага» – цвет лотоса [27]. На Руси рубины именовались «красный яхонт».

Происхождение корундов остается одним из серьезных актуальных вопросов. В литературе отмечаются корунды из россыпей, но имеются редкие сведения о коренных месторождениях.

К благородным разновидностям корунда многие годы сохраняется практический интерес, продиктованный особенностями рынка. Благоприятные условия для спокойного роста прозрачных кристаллов рубина и сапфира очень редки. Подавляющее большинство известных промышленных месторождений рубина и сапфира представлено аллювиальными, делювиально-аллювиальными россыпями или же остаточными древними корами химического выветривания рубино- или сапфиринозных горных пород, образующих группу элювиальных и элювиально-делювиальных россыпей. На этом фоне в литературе обсуждаются корунды из россыпей. Отсутствуют полноценные, кроме фрагментарных, сведения о геологии, петрографии и других важных характеристиках коренных месторождений мира и в частности России. В связи с этими обстоятельствами возникает ряд затруднений в трактовке генезиса благородных корундов многих известных месторождений.

В последние десятилетия в связи с быстрым освоением большого числа месторождений разных геолого-генетических типов удельный вес жильных месторождений в добыче руд существенно сокращается. Связано это в основном с возможностью освоения крупных месторождений, представленных

рудными телами большой мощности, что показано в работах Л. И. Агеевой, Ю. П. Галченко, Г. В. Клименко, Г. В. Сабянина, Е. В. Терехова, G. W. Bowersox, B. E. Chamberlin, E. J. Gübelin, R. R. Harding и др.

Актуальной становится задача по комплексной оценке горно-геологических и геомеханических условий и характеристик месторождений благородного корунда и научному обоснованию экологически и экономически целесообразной технологии получения корундов для различных целей. Особенно важным становится вопрос, связанный со способами вскрытия и методами доступа к благородным корундам.

Перспективная оценка обнаруженных проявлений благородного корунда основывается на геологической аналогии с промышленными месторождениями драгоценных камней [59]. На основе имеющихся к настоящему времени материалов по закономерностям размещения месторождений и проявлений корундов следует обратить внимание на основные критерии оценки условий образования корундоносных комплексов на территории России, чтобы обосновать геотехнологии освоения коренных месторождений корунда с акцентом на сложные условия высокогорья и способность к селективной дезинтеграции горных пород и благородного корунда.

Факторы, влияющие на выбор способа и системы разработки корундоносных объектов, как и других полезных ископаемых, взаимоувязаны с геологическими, горнотехническими и общеэкономическими особенностями. Настоящая ситуация сводится к тому, что усилия исследователей должны быть сконцентрированы на усовершенствовании технологий разработки коренных месторождений промышленных минералов корундовой группы – это вопрос номер один. Второй вопрос – это способы извлечения корунда.

Степень разработанности темы исследований

В странах с высокоразвитой горнорудной промышленностью подземная разработка является основным способом добычи драгоценных минералов. В настоящий период в Канаде и ЮАР разработка месторождений практически полностью осуществляется подземным способом. За рубежом в основном добыча руд проводится с применением гибких систем разработки, горизонтальными слоями с закладкой, подэтажными штреками, а также с магазинированием руды. Эффективность систем разработки на зарубежных рудниках в последние годы повышается за счет совершенствования техники и технологии горных работ. Самым крупным достижением в области совершенствования технологии очистной выемки считается появление механизированного варианта системы разработки горизонтальными слоями (высотой до 5 м) с закладкой, применяемого в сравнительно устойчивых рудах и вмещающих породах.

Термин «поиск и добыча драгоценных камней» обозначает всю совокупность методов – от традиционных поисков в горных потоках и реках с помощью примитивных средств до современных методов с использованием новых технологий и современного оборудования. Месторождения и проявления корундовой группы подразделяются на первичные коренные, залегающие в месте своего образования, и вторичные – россыпи, переотложенные в определенных местах.

В общем балансе добычи благородного корунда ведущее значение традиционно имели аллювиальные, делювиально-аллювиальные россыпи и элювиальные, элювиально-делювиальные остаточные месторождения кор выветривания.

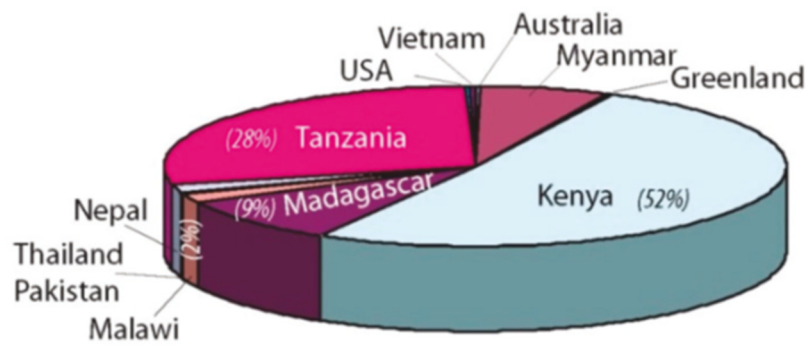


Рисунок 1 – Мировая добыча рубина по странам мира по состоянию на 2021 г. (Guiliani et al., 2020)

В силу сложных горно-геологических, геомеханических и особенно горнотехнических условий коренные месторождения корунда, расположенные, как правило, в высокогорных районах, не являются привлекательными объектами для инвестиций [6, 32, 34]. Известные месторождения данной группы в Таджикистане, Афганистане, Пакистане, Индии, Мьянме и других странах располагаются на высоте свыше 2,0 км от уровня моря. Несмотря на то, что высокое качество, стоимость сырья и преобладающая возможность штольневого вскрытия месторождений способны обеспечить высокую прибыльность разработки и минимальные сроки окупаемости капитальных вложений, данные условия в районах расположения месторождений на большой высоте в труднодоступных местах из-за отсутствия воды, электричества, достаточного содержания кислорода в воздухе и пр. малодоступны.

В диссертации при исследованиях использованы образцы корундов различных типов из многих стран мира, собранных автором в разные годы. Оригинальный материал представлен корундами, рубинами и сапфирами Танзании (обр. 1, 4 Merelani, обр. 18, 21, 27, 37, 40, 48, 59 Gairo Morogoro), Таджикистана (обр. 2 Снежное), Индии (обр. 3 Мюссе, обр. 6 Карнатака, обр. 9 Занат, обр. 11, 12 Мансур, обр. 15, 29 Кашмир, обр. 33 Петерсит, обр. 39 Музор, обр. 47, 49, 51 Майсор, обр. 54, 55 Модраса, обр. 57 Могога, обр. 61 Иаскар, обр. 62 Тамилнад, обр. 64 Бирна), Мадагаскара (обр. 5 Zazafotsy Quarry, обр. 22 Анцерабе, обр. 23 Ihosy, обр. 30 Ватондради, обр. 31 Анудрабе, обр. 34

Амбуситра, обр. 56 Илакака, обр. 60, 66 Ambahatraso), России (обр. 7, 20, 32 Будун на острове Ольхон, Байкал, обр. 8, 38 Колташи, Урал, обр. 10, 17, 24 Рай-Из, Полярный Урал, обр. 13, 50, 53 Хитостров, Карелия, обр. 19, 28, 35, 46 Ильменские горы, Урал, обр. 25, Потанинские горы, Урал, обр. 52 Вишневые горы, обр. 63 Синарское, Урал), Афганистана (обр. 14 Джегладдек), Шри-Ланки (обр. 16, 67 Ратнапура), Пакистана (обр. 26 Хунза), Норвегии (обр. 36 Санднессьезн), Вьетнама (обр. 44 провинция Йен-Бай, обр. 45 Luc Yen), Китая (обр. 58 Пенглай, о-в Хайнань), Таиланда (обр. 65 Канчанабури), Австралии (обр. 68 Австралия).

Цель работы – оценка минералого-технологических и горно-геологических факторов, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья.

Идея работы

Основная идея работы заключается в учете условий формирования свойств минералов корундовой группы на всем пути их существования, начиная с их образования, роста кристаллов, метаморфизма, добычи, переработки до конечного продукта.

Для поэтапного достижения цели работы **решались следующие задачи:**

- представить типизированную генетическую классификацию корундовых месторождений мира;
- установить минералого-геохимические особенности корундов коренных месторождений на основе применения современных методов исследований;
- представить прогноз геологических и минералого-технологических параметров оценки месторождений благородных корундов различного генезиса;
- разработать новые технологии освоения коренных месторождений благородного корунда;
- предложить комплексную схему дезинтеграции горных пород, обеспечивающую сохранность ценного компонента минералов группы корунда;

– разработать новые способы извлечения благородных корундов из коренных корундоносных пород.

Методы исследований включают:

- анализ практического опыта оценки месторождений корундовой группы и обобщение данных публичной отчетности, научно-технической отечественной и иностранной литературы;
- геостатистические исследования и анализ геологоразведочных данных;
- анализ морфологии рудных образований;
- анализ продуктивности тектоно-метаморфических циклов – основных этапов формирования рассматриваемой территории как тектонической структуры и фации;
- разработку поисковых критериев как основы для оценки общих перспектив конкретных формаций корундов и прогнозирование новых типов месторождений;
- промышленный эксперимент по изучению закономерностей дробления корундосодержащих пород с использованием щадящих взрывов;
- лабораторные испытания селективного дробления с сохранением зерен корунда в режиме всестороннего сжатия;
- моделирование в аттестованных программных продуктах (Comsol Multiphysics) селективного дробления горных пород.

Научные положения, представленные к защите

1 Разработана новая классификация месторождений корундов, в которой к существующей классификации добавлены два дополнительных класса индустриального сырья полигенных корундообразующих комплексов (россыпных и коры выветривания).

2 Обоснована комплексная горно-геологическая оценка месторождений корундов, базирующаяся на их генетической типизации и классификации,

позволяющая определить целесообразность дальнейшего освоения этих месторождений.

3 Предложен метод промышленного освоения коренных месторождений корунда с использованием технологии слоевого гидровзрыва, обеспечивающий сохранение целостности кристаллов благородных корундов.

4 Разработан способ отработки месторождений, представленных крутопадающими маломощными жилами благородных корундов, уступной выемкой с отбойкой руды глубокими скважинными зарядами ВВ с проходкой рудных штреков гидровзрывным или традиционным буровзрывным способом и одновременной полной механизированной закладкой выработанного пространства пустыми породами.

5 Впервые для сложных горно-геологических условий высокогорья предложена технология формирования и отработки техногенных месторождений корунда, позволяющая создать техногенное месторождение совместно с формированием отвала горных пород максимальной емкости и устойчивости, а также повысить экологическую безопасность проводимых горных работ и обеспечить максимальное извлечение полезного компонента при последующем выщелачивании созданного техногенного месторождения.

6 Обосновано применение технологии управления качеством добываемых благородных корундов из коренных пород различных генетических классов в сложных горно-геологических условиях высокогорья с использованием люминесценции и оптической сортировки, позволяющее уменьшить потери корундового сырья.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций диссертационной работы подтверждаются:

- использованием при проведении экспериментальных исследований аппаратного обеспечения с высокими метрологическими характеристиками;
- представительным объемом экспериментальных исследований на образцах корундов различных генетических типов из многих стран мира, собранных автором в разные годы;

- применением компьютерного моделирования в аттестованных пакетах программ;
- удовлетворительным совпадением результатов исследований различными методами.

Научная новизна работы заключается в следующем.

1 Исследованы горно-геологические и горнотехнические условия формирования типовых месторождений благородных корундов, что позволило усовершенствовать промышленно-генетическую классификацию месторождений группы корундов.

2 Поскольку корунд представляет собой минерал широкой области использования, помимо драгоценных разновидностей, предложено в промышленной классификации месторождений твердых полезных ископаемых отнести его также к классу «индустриальное сырье» группы «корунд».

3 Для сложных горно-геологических и горнотехнических условий месторождений усовершенствованы методы в области разработки крутопадающих маломощных жил с благородным корундом и предложен новый метод отработки месторождений уступной выемкой с отбойкой руды глубокими скважинными зарядами ВВ и проходкой гидровзрывным способом рудных штреков (или традиционным буровзрывным) с одновременной полной механической закладкой выработанного пространства пустыми породами, что позволяет уменьшить экологическую нагрузку на среду обитания человека и исключить из процесса проходки подготовительные горные выработки.

4 Лабораторными испытаниями корундосодержащих комплексов установлено, что наилучшие результаты селективного дробления корундосодержащих руд достигаются при реализации режимов всестороннего сжатия, в том числе при сжатии в слое.

5 При проведении исследований корундосодержащих руд месторождений Хитостров и Снежное проанализированы структурные особенности пород и физико-химические характеристики минералов. Установлены пороги выделения областей, принадлежащих корунду, в наиболее распространенных

для использования цветковых пространств RGB, Yuv и HLS, позволяющие использовать их при оптической сортировке.

Практическая ценность работы заключается в следующем.

1 Обоснованы промышленно-генетические типы корунда и показан механизм развития процессов корундообразования, а также вариации вещественного состава корундовых комплексов, что позволяет использовать полученные данные в проектной документации на постановку ГРП в перспективных районах России на благородный корунд.

2 Определена эффективность селективного дробления при использовании различных режимов силового воздействия, что имеет важное практическое значение для разработки технологий извлечения ценных минералов.

3 Установлено, что отбойка руды по контурам рудных крутопадающих тел при системе разработки с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами приводит к потерям полезного ископаемого.

Личный вклад автора. Автор лично участвовал в проведении работ на всех этапах научных исследований: постановка цели и задач, разработка методик теоретических и экспериментальных исследований, их проведение, анализ и обобщение. Фактический материал работы основан на результатах поисково-оценочных и тематических работ, проводившихся с участием автора на месторождении Снежное и на аналогичных проявлениях на протяжении последних 20 лет. Автором составлена схема размещения месторождений и крупных проявлений корундов мира.

Апробация результатов работы

Основные результаты исследований докладывались и обсуждались на международных и российских конференциях и симпозиумах:

– XX, XXII, XXIV международные научные симпозиумы «Неделя горняка» (Москва, 2012, 2014 и 2016 гг.);

– Международная научно-практическая конференция, посвященная 110-летию горного факультета Национального минерально-сырьевого университета «Горный» «Горное дело в XXI веке: технологии, наука,

образование. Разработка технологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» (Санкт-Петербург, 2015 г.);

- Международный семинар РУДН (Москва, 2015 г.);
- II Международная научная школа академика К. Н. Трубецкого «Разработка крутопадающих маломощных жильных месторождений с применением технологии гидроразрыва» (ИПКОН РАН, Москва, 2016 г.);
- XIII Международная научно-практическая конференция «Новые идеи в науках о Земле» (Москва, МГРИ-РГГУ, 5–7 апреля 2017 г.);
- XIV Международная научно-практическая конференция «Стратегия развития геологического исследования недр: настоящее и будущее» (Москва, МГРИ-РГГУ, 4–6 апреля 2018 г.).

Публикации

Основные положения диссертации опубликованы в 33 печатных работах, включая 23 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК РФ, и в трех патентах на изобретение.

Благодарности

Автор выражает глубокую благодарность научному консультанту профессору КарНЦ РАН В. В. Щипцову, доктору физико-математических наук В. А. Винникову, профессорам НИТУ МИСИС А. С. Вознесенскому, Е. Б. Черепецкой, А. А. Еременко и всем другим ученым за ценные советы и доброжелательную критику.

Глава 1 Классификация месторождений корундов

1.1 Общие сведения

Геолого-химические условия кристаллизации корунда очень разнообразны, впрочем, как это отмечали исследователи [57, 60], образование драгоценных рубинов и сапфиров требует специфических критериев и условий, необходимых для роста прозрачных и достаточно крупных кристаллов.

Месторождения рубина и сапфира весьма редки. Подавляющее большинство известных промышленных месторождений рубина и сапфира представлено аллювиальными, делювиально-аллювиальными россыпями либо остаточными древними корами химического выветривания рубино- или же сапфироносных горных пород, образующих группу элювиальных и элювиально-делювиальных россыпей. К наиболее важным коренным источникам, при разрушении которых создаются крупные россыпные месторождения драгоценного корунда, относятся рубиноносные мраморы и скарны, а также сапфироносные базальты.

В общем балансе добычи ювелирного корунда большое значение имеют аллювиальные, делювиально-аллювиальные россыпи и элювиальные, элювиально-делювиальные остаточные месторождения древнего выветривания. Коренные рубино- и сапфироносные тела, за счет которых образуются вторичные месторождения, плохо изучены и недостаточно освещены в геологической литературе. Критериями промышленной значимости эксплуатируемых месторождений являются показатели длительности отработки и сведения о качестве и количестве добытого сырья.

Корунд принадлежит к числу полигенных минералов, распространен достаточно обширно и встречается среди разнообразных по составу и происхождению горных пород. Как породообразующий минерал он наблюдается в некоторых кристаллических сланцах и роговиках высоких ступеней метаморфизма, скарнированных мраморах, вторичных кварцитах, корундовых сиенит-пегматитах и плагиоклазитах (плюмазитах, кыштымитах,

марундитах). В виде единичных проявлений корунд отмечен в перидотитах, щелочных и нефелиновых сиенитах, гранитах, гранитных пегматитах, базальтах, андезитах, трахитах и других магматических породах.

Устойчивый к внешним воздействиям минерал корунд практически не меняется в россыпях, за исключением, как правило, слабого истирания благодаря своей очень высокой твердости. Вследствие этого все свойства благородных корундов определяются их первичным коренным происхождением, а физико-химические особенности рубинов и сапфиров и характеристика главнейших типов их месторождений становятся базисом для понимания роли особенностей генезиса.

Основные классы – это магматический, метаморфогенный и метасоматический [15]. Магматические месторождения формируются из расплава основной и ультраосновной магмы, обогащенной рудными веществами – Fe, Co, Ni, Ti, Cr и др., образующейся на глубине около 100 км от дневной поверхности в слое Земли, именуемом «верхняя мантия», при следующих термодинамических параметрах: температура ~ 1600 °C и литостатическое давление ~ 10 – 40 тыс. атмосфер (рисунок 1.1).

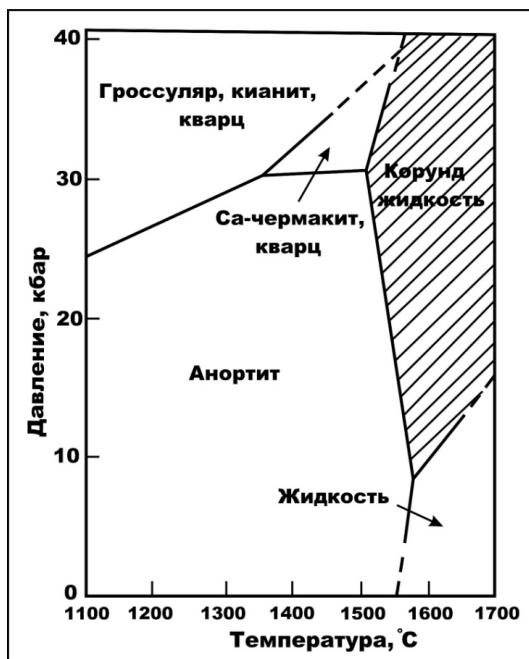


Рисунок 1.1 – Поле стабильности анортита, корунда и других минералов при высоких давлениях и температурах [146]

Эта магма может внедряться в виде даек или же тел сложной формы лампрофирового состава в твердую земную кору или изливаться на поверхность Земли в виде крупных базальтовых лавовых потоков, испытывающих резкое охлаждение и быстрое застывание. Отмечается оплавление краевых частей зерен корундов. При снижении РТ-параметров фиксируется частичное растворение вплоть до полного ликвидации кристалломорфологических особенностей минерала. Нередко в корундах из базальтов наблюдается регенерация резорбированной поверхности кристалла с образованием полевошпатовой оторочки, защищающей его от последующего растворения при подъеме базальтовой магмы к земной поверхности [87,146]. Метаморфогенные месторождения появляются в условиях твердой земной коры на глубинах до 20–50 км при последующем сжатии и разогреве любых ранее образовавшихся горных пород в термодинамических условиях амфиболитовой и гранулитовой фаций метаморфизма (температура – до 800 °С, литостатическое и тангенциальное давление – до 15 тыс. атмосфер) с формированием за счет вещества ранних минералов, становящихся неустойчивыми в изменившихся РТ-параметрах, других поздних минералов, для которых новые РТ-условия являются благоприятными для существования (рисунок 1.2).

Минералообразование происходит в твердой среде при сравнительно размеренном температурном и флюидном режиме, а главное, при пониженных термодинамических параметрах, что, собственно, способствует росту бездефектных кондиционных кристаллов. Образование при метаморфизме преимущественно красного корунда – рубина связывают с уменьшением его объема при вхождении хрома в структуру минерала.

Метасоматические месторождения образуются на сравнительно небольших глубинах (до 2–3 км) при температурах 400–600 °С и давлении не более 1–3 тыс. атмосфер. В этих условиях широкое развитие получают процессы аллохимического метаморфизма – метасоматоза, десиляции пород, и обогащение глиноземом минералообразующих растворов. Зоны метасоматоза

развиваются, как правило, на контакте контрастных по составу пород (ультрамафитов и гранитоидов или же мраморов и мафитов и т.п.), характеризуются обменом компонентами между ними, дополнительным привнесением вещества из глубинных зон Земли и частыми вариациями химического состава циркулирующих по зонам метасоматоза минералообразующих растворов. Все это содействует нередким изменениям состава, вариациям структуры, качеств и свойств растущих кристаллов.

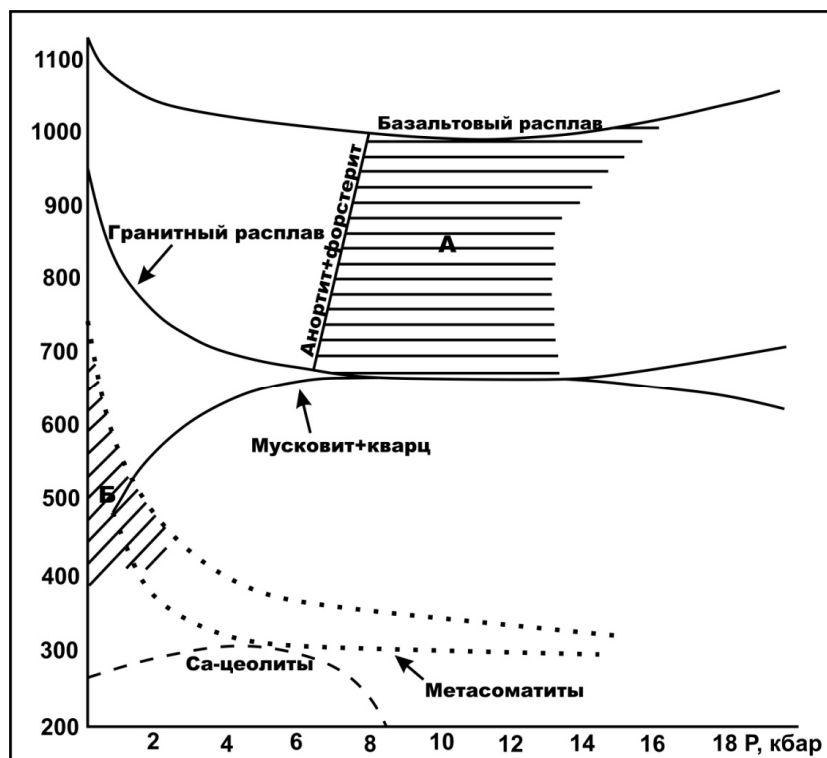


Рисунок 1.2 – Термодинамические параметры кристаллизации благородного корунда метаморфического (А) и метасоматического (Б) генезиса [40]

Предлагаемые систематизация и обобщение имеющихся материалов и наших данных по месторождениям благородных корундов мира дают возможность констатировать [15] следующее. Во-первых, генетическая типизация месторождений рубина и сапфира обосновывает разделение на две самостоятельные группы: собственно метасоматические, обязанные своим происхождением действию постмагматических гидротермальных растворов; метаморфогенно-метасоматические, генезис которых считается закономерным и логическим завершением в локальных зонах, как правило, многоэтапных процессов регионального метаморфизма. Установлены отличия выделенных

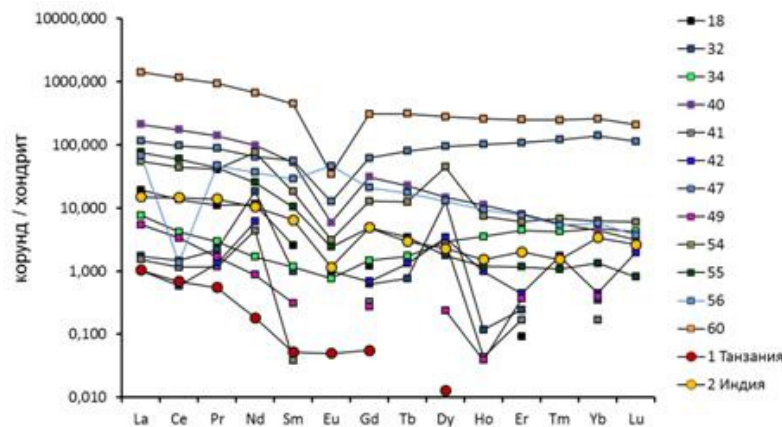
генетических групп месторождений рубина и сапфира в их геологической позиции, определяющей особенности структуры, состава, качеств и свойств минералов. Во-вторых, в связи с изложенным вводятся понятия моногенетических и полигенетических месторождений (провинций, поясов, регионов) [15]. К первым относятся месторождения магматического, пегматитового и именно метасоматического (пневматолито-гидротермального) происхождения, ко вторым – полихронные и полифациальные именно метаморфические и метаморфогенно-метасоматические месторождения. Первая группа представлена магматическими месторождениями Восточной Австралии, российского Дальнего Востока, Восточного Китая, Индокитайского полуострова, Нигерии, Колумбии, США (штат Монтана), пегматитовыми месторождениями Бразилии, метасоматическими месторождениями Кении, Танзании, Малави и т.д. Вторая группа объединяет однотипные по генезису (метаморфогенно-метасоматические) месторождения Южной Азии (Мьянма, Таджикистан, Афганистан, Шри-Ланка и иные страны), Восточной Африки (Мадагаскар, Южная Африка), Среднего и Южного Урала, Карело-Кольского региона (Россия), Восточной Бразилии (штат Минас-Жерайс и др.), Северной Каролины (США).

Благородные разновидности корунда формируются в благоприятной для спокойного роста прозрачных кристаллов обстановке, но такие условия в природной среде крайне редки. Например, корунды щелочных основных лампрофиров кристаллизуются из богатых алюминием магм на глубоких (мантийных) уровнях [126]. Рубиноносные мраморы и связанные с ними россыпи рубина распространены на обширной площади Могокского горнорудного района в Северной Мьянме и в нескольких районах Таиланда. Крупнейшие россыпи сапфира развиты на востоке Австралии, в Шри-Ланке, Таиланде и Камбодже, где их коренные источники – сапфироносные базальты занимают значительную территорию.

Немногочисленные находки мегакристаллов корунда *in situ* известны только в базальтоидах, прорывающих континентальную кору, и приурочены к районам обширного воздымания континентов.

Электронно-микроскопические исследования кристаллов корунда проводились на растровом электронном микроскопе фирмы Carl Zeiss EVO-LS-10, оснащенном энергодисперсионной приставкой Oxford MAX 50. В результате проведенных исследований поверхности кристаллов корунда для ряда образцов были получены качественные спектры ЭДС, а также осуществлено картирование отдельных участков по химическому составу.

Прецизионное изучение микроэлементного состава (содержания элементов-примесей и рассеянных элементов) корундов проведено на квадрупольном масс-спектрометре X-SERIES 2 Termo. На спайд-диаграмме показана основная одинаковая тенденция при некотором преобладании легких элементов с четко выраженной отрицательной европиевой аномалией. Содержание РЗЭ отражает относительную чистоту корундов.



18 – корунд, Танзания «winza»; 32 – синий корунд, остров Ольхон, Байкал, Россия (магматический); 34 – лейкосапфир, Амбуситра, Мадагаскар (хлоросапфир); 40 – розовый корунд, Моро-Горо (Gairo Morogoro), Танзания; 41 – корунд, Ожагделаг (Jegdalek), Афганистан; 42 – корунд черный (корундоносный гнейс), Майсур, Южная Индия (метаморфический); 47 – рубин, Майсур, штат Карнатака, Индия (метаморфический); 49 – корунд, Майсур, штат Карнатака, Индия (метаморфический); 54 – корунд (рубин), Модраса, Индия; 55 – рубин с астеризмом, Модраса, Индия; 56 – корунд розовый зональный, Илакака, Мадагаскар; 60 – рубин (в гнейсе), Мадагаскар; 1 – Танзания; 2 – Индия

Рисунок 1.3 – Мультиэлементная спайд-диаграмма для корундов мира. Нормализованное по хондриту [178]. Содержание элементов-примесей и РЗЭ в корундах, ppm

1.2 Магматический класс

Общим условием корундообразования является протокристаллизация из расплавов в глубинных магматических очагах при условии последующего быстрого застывания основной массы расплава. Характерными корундосодержащими объектами являются корундовые сиениты и сиенит-пегматиты, образующие дайки и жилы среди щелочных сиенитов или же гранито-гнейсов и гнейсов вблизи контактов их с массивами щелочных или же нефелиновых сиенитов. К ним относятся месторождения Ильменских и Вишневых гор в РФ, провинций Онтарио и Квебек в Канаде, Мадраса и Кашмира в Индии, острова Шри-Ланка и др.

За счет избыточного глинозема в магматическом расплаве образуется корунд, а кристаллизация его происходит на большой глубине при условии

быстрого подъема магмы на поверхность [141]. Особенности геохимического состава мегакристаллов клинопироксена и граната из россыпного месторождения сапфиров Дак Нонг (Вьетнам) и модельные расчеты показали, что они образовались в результате кристаллизации щелочных базальтов в глубинной промежуточной камере (давление 14–15 кбар), что близко к границе МОХО (50 км) для этой части Юго-Восточной Азии [144, 49].

Избыток глинозема, необходимый для кристаллизации корунда, как правило, фиксируется на контактах гипербазитов с дайками кислых или же основных полевошпатовых пород. В таких условиях важная роль принадлежит метасоматическим процессам, которые развиваются на фоне десилификации алюмосиликатных пород, контактирующих с ультрамафитами, когда происходит образование мелко-, средне- и грубозернистых пород, содержащих корунд. В кыштымитах, например, содержание корунда достигает 90 % (Борзовское месторождение корунда на Урале). Корундсодержащие щелочные лампрофиры кристаллизуются из богатых алюминием магм на глубоких (мантийных) уровнях (месторождения Його-Галч в штате Монтана, США) и кайнозойских оливиновых и фельдшпатоидных щелочных базальтах (месторождение Анаки в Австралии, Пайлин в Камбодже, Канбури и др. в Таиланде), в последних отмечаются скопления сапфиров.

1.3 Пегматитовый класс

Корунды отмечены в щелочных пегматитах различных районов мира (месторождение провинции Онтарио в Канаде, сиенит-пегматиты Ильменских гор, корундовые плагиоклазиты и марундиты в ЮАР, Хибинский массив). Прекрасные сапфиры находят в пегматитах Индии, но особенно славятся месторождения хребта Заскар в северо-западных Гималаях, в Кашмире. Сиенитовые пегматиты Шри-Ланки богаты сапфиром синего, васильково-синего, черно-синего цвета. Часто это замечательные звездчатые сапфиры со структурами распада рутила [139]. В темноокрашенных сапфирах обильны

пластинчатые ламели распада гематита и изометричные тельца распада магнетита [146].

Образцы анализировались без специальной подготовки, без напыления в режиме низкого вакуума при ускоряющем напряжении 20 кВ. Было получено более 150 фотографий разной ориентации кристаллов. Ниже приводится пример картирования отдельных участков корундов по химическому составу.

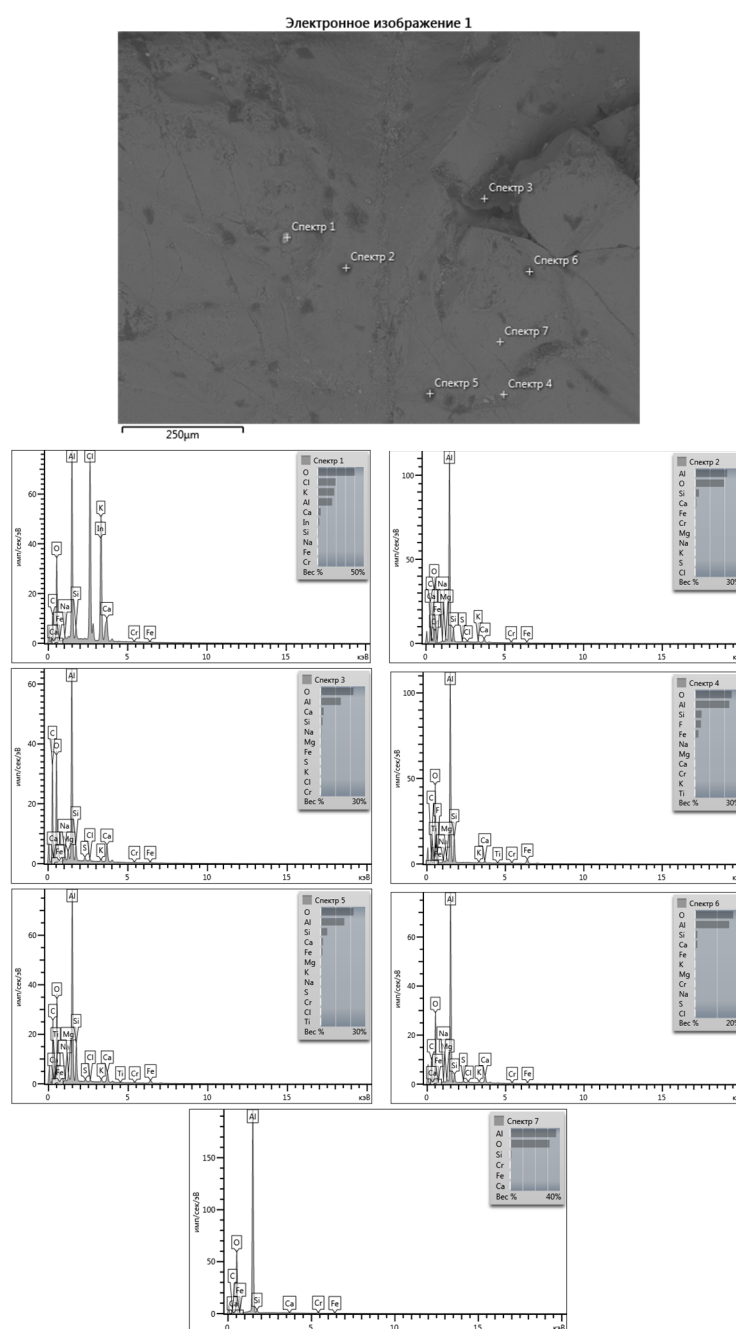


Рисунок 1.4 – Спектры составов минеральных включений кристаллов корунда (обр. 22, корунд, Анцерабе, Мадагаскар)

На этом примере показано, что из реально присутствующих включений отмечаются циркон, апатит, гидроокислы алюминия, рутил, магнетит, слюды, хлорит и кальцит.

1.4 Скарновый класс

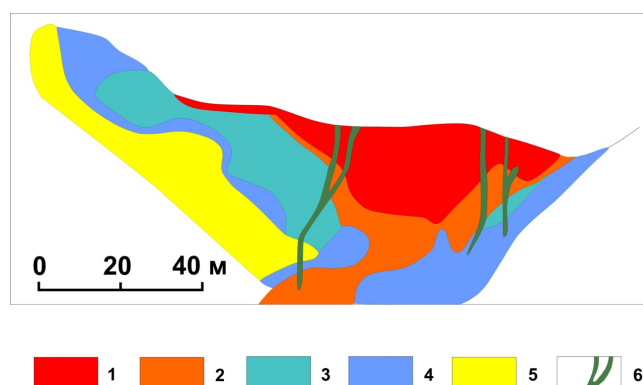
Сказочного цвета голубиной крови рубины развиты в участках перекристаллизованных кальцифиров со шпинелью, хондродитом, форстеритом, диопсидом, F-флогопитом, F-тремолитом, F-дравитом, маргаритом, Cr-рутилом в телах глубинных низкощелочных магнезиальных скарнов повышенной фтористости, расположенных рядом с телами лейкогранитов и гранитных пегматитов, – Могок (Мьянма), Чантхабури и Паинтован (Таиланд), Хунза (Пакистан), во Вьетнаме, на Южном Урале [139, 130, 162, 146].

Важное значение имеют сапфиноносные эндоскарны. Ювелирные рубин и сапфир месторождений Могок (Мьянма) и Чантхабури (Таиланд) образованы в зонах скарнированных доломитовых мраморов и кальцифирах. Предполагается, собственно, что алюмосиликатные эндоскарны с корундом образуются благодаря внедрению пегматитовых расплавов в доломитизированные мраморы [169].

1.5 Пневматолито-гидротермальный класс

К пневматолито-гидротермальным месторождениям корунда относятся скопления рубина в каолинизированных плагиоклазитах и флогопитовых грейзенах в серпентинитовых массивах Восточной Танзании (месторождение Умба). Примером может служить рубиновая минерализация массива Рай-Из (Полярный Урал), связанная с плагиоклаз-корундовыми и слюдит-корундовыми образованиями среди мелко- и среднезернистых дунитов с линзами метасоматических гигантозернистых дунитов и хромитовых руд.

Гидротермальная формация представлена корунд-андалузитовыми штоками во вторичных кварцитах на месторождении Семиз-Бугу в Казахстане, где руды комплексные и служат источником абразивного корунда и андалузита. В РФ данный класс считается источником не ювелирного рубина, а коллекционных образцов рубинсодержащих слюдитов. Вторая гидротермальная формация рассматриваемого класса – корунд-андалузитовая во вторичных кварцитах. Форма рудных тел – линзы и штоки. Руды комплексные и служат источником абразивного корунда и андалузита. Примером является месторождение Семиз-Бугу в Казахстане (рисунок 1.5).



1 – корундовые породы; 2 – пирит-серицит-андалузит-корундовые породы; 3 – кварц-андалузитовые породы; 4 – андалузит-кварцевые породы; 5 – кварц-серицитовые породы; 6 – дайки диабазов

Рисунок 1.5 – Геологический разрез по корундовому месторождению Семиз-Бугу (по К. А. Астащенко)

Характерной особенностью рубинов и сапфиров такого генезиса считается присутствие в них газовой-жидких включений, несомненно указывающих на присутствие в минералообразующей среде воды.[9] Температура гомогенизации (минимально возможная температура кристаллизации) газовой-жидких включений в рубине из месторождения Макару-Ружь составила 420 °С.

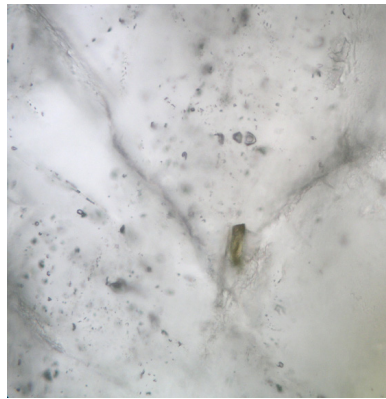


Рисунок 1.6 – Шлиф с флюидными включениями

Размер первичных включений составляет от 5 до 20 мкм. Исследования флюидных включений проводились в секторе минераграфии ИГЕМ РАН.

По фазовому составу при комнатной температуре все включения одинаковые, они содержат две фазы – жидкость и газ. Объем газового пузырька не превышает 25 % от объема всего включения. Как было выяснено при криометрии, все включения содержат жидкую и газообразную CO_2 . Количество примесей метана во включениях оценено в 13 %. Давление при кристаллизации корунда (для предположительного интервала температур от 200 до 700 °С) было оценено в 700–2200 бар.

Преобладающим компонентом минералообразующей системы при кристаллизации корунда была высокоплотная углекислота с небольшим количеством других газов.

1.6 Метаморфогенный (метаморфогенно-метасоматический) класс

Образование корунда обусловлено прогрессивным метаморфизмом высокоглиноземистых осадочных пород. Особенно перспективными в данном отношении представляются кристаллические щиты докембрийских платформ (Карело-Кольский регион), а также древние метаморфические толщи и офиолитовые пояса складчатых областей (Алтай, Саяны, Казахстан, Урал, Дальний Восток).

В метаморфогенных комплексах мусковит-силлиманит-корундовые и кианит-корундовые породы в гнейсах и кристаллических сланцах известны в

Карелии (докембрийские высокоглиноземистые плагиогнейсы и амфиболиты – Хитостров, Варацкое, Дядина гора и др. в Северной Карелии), Украине, Якутии (месторождение Чайныт), Индии и других регионах.

К этому классу относятся месторождения и проявления наждака в мраморизованных известняках и мраморах (Прииртяшские группы) и основных породах (Сигангойское), а также проявления рубина в докембрийских высокоглиноземистых плагиогнейсах и амфиболитах Фенноскандинавского щита.[27]

Трактуется как формирование метасоматических пород, обогащенных глиноземом и представленными корундосодержащими образованиями Лапландско-Беломорского пояса глубинных условий. Е. Н. Терехов предполагает, что это знаменует собой начало эксгумации нижнекоровых образований [104].

В метаморфизованных мраморах образуются в результате контактового метасоматоза при прорыве карбонатных толщ магматическими породами основного состава. Примером месторождений такого класса служит Кучинское месторождение на Южном Урале.

Метасоматическое замещение и собирательная перекристаллизация первичных минералов, особенно в тех случаях, когда наряду с драгоценными камнями появляются сравнительно рыхлые слюдисто-глинистые агрегаты (рубин в биотит-флогопитовом слюдите, рубин в антигорите и гидротальките). Метасоматический процесс зачастую развивается на фоне десилификации алюмосиликатных пород, чаще всего гранитоидов, контактирующих с ультрамафитами или же магнезиальными мраморами.

1.7 Коры выветривания

Остаточные древние коры химического выветривания рубино- или сапфиноносных горных пород имеют промышленное значение. К ним принадлежат каолинизированные в результате древнего химического выветривания сапфиноносные тремолититы в магнезиальных мраморах и

кальцифирах на территории Джамму и Кашмир (Индия), гигантская сапфиросная дайка лампрофиров в штате Монтана (США).

К остаточным элювиальным месторождениям сапфира и рубина относятся также каолинизированные плагиоклазиты и слюдиты (флогопитовые грейзены) в серпентинитовых массивах Восточной Танзании. Коренные месторождения благородного корунда, не затронутые процессом химического выветривания, как правило, не разрабатываются, так как из скальных вмещающих пород невозможно без повреждения извлечь высококачественные кристаллы.

1.8 Россыпи

Подавляющее большинство известных промышленных месторождений рубина и сапфира представлено аллювиальными, делювиально-аллювиальными россыпями или остаточными древними корами химического выветривания рубино- либо сапфиросных горных пород, которые были упомянуты выше, образующих группу элювиальных и элювиально-делювиальных россыпей. К более важным коренным источникам, при разрушении которых формируются крупные россыпные месторождения драгоценного корунда, относятся рубиноносные мраморы и скарны, а также сапфиросные базальты.

В общем балансе добычи ювелирного корунда ведущее значение имеют аллювиальные, делювиально-аллювиальные россыпи и элювиальные, элювиально-делювиальные остаточные месторождения древнего коровыветривания. По этой причине коренные рубино- и сапфиросные тела, за счет которых образуются вторичные месторождения, плохо освещены в геологической литературе и слабо изучены. Промышленная значимость выделенных классов определена по длительности эксплуатации месторождений, а также по имеющимся сведениям о качестве и количестве добытого сырья.



Рисунок 1.7 – Аллювиальные россыпи сапфиров на юге Мадагаскара

Рубиноносные мраморы и россыпи рубина распространены на обширной площади Могокского горнорудного района в Северной Мьянме и в нескольких районах Таиланда. Крупнейшие россыпи сапфира развиты на востоке Австралии, в Таиланде и Камбодже, где их коренные источники – сапфиринозные базальты занимают значительную территорию.

Важное практическое значение имеют россыпные месторождения, в которых драгоценные камни естественным путем освобождены из крепких вмещающих пород и сосредоточены в определенных местах в отличие от коренных источников. Некоторые коренные месторождения с рассеянной минерализацией (например, базальты с акцессорным сапфиром) следует вообще рассматривать только как первичные источники россыпей. Наилучшие россыпи драгоценных камней связаны с формированием и последующим размывом древних кор выветривания горных пород. Наиболее распространены остаточные элювиальные, элювиально-делювиальные и делювиально-аллювиальные (ложковые) россыпи. Мелкие зерна таких устойчивых минералов, как рубин, сапфир, шпинель, гранат, способны к дальнейшему переносу и могут накапливаться в аллювиальных отложениях.

Связь аллювиальных россыпей сапфира со скарнами, развитыми на контакте тел сиенитов с кальцит-доломитовыми мраморами, установлена в Шри-Ланке.

За счет метаморфогенных источников образовалась флювиогляциальная россыпь рубина и сапфира в Финляндии.

1.9 Уточненная классификация минералов корундовой группы

Генетическая типизация месторождений рубина и сапфира отличается от ранее известных разделением метасоматических месторождений на две самостоятельные группы: 1) собственно метасоматические, обязанные своим происхождением действию постмагматических гидротермальных растворов и 2) метаморфогенно-метасоматические, генезис которых является логическим завершением в локальных зонах, как правило, многоэтапных процессов регионального метаморфизма. Ранее было показано отличие свойств благородных корундов, систематизированных в соответствии с новой генетической схемой [17].

В связи с этим предложена расширенная классификация минералов корундовой группы, представленная на рисунке 1.8.

Вводятся понятия моногенетических и полигенетических месторождений (провинции, пояса, регионы). К первым относятся месторождения магматического, пегматитового и собственно метасоматического (постмагматического) происхождения, ко вторым – полихронные и полифациальные собственно метаморфические и метаморфогенно-метасоматические месторождения. Первая группа представлена магматическими месторождениями Восточной Австралии, российского Дальнего Востока, Восточного Китая, Индокитайского полуострова, Колумбии, США (штат Монтана), пегматитовыми месторождениями Бразилии, метасоматическими месторождениями Кении, Танзании, Малави и др. Вторая группа объединяет однотипные по генезису (метаморфогенно-метасоматические) месторождения Южной Азии (Мьянма, Таджикистан, Афганистан, Шри Ланка и другие страны), Восточной Африки (Мадагаскар, ЮАР), Среднего и Южного Урала, Карело-Кольского региона (Россия), Восточной Бразилии (штат Минас-Жерайс и др.), Северной Каролины (США).

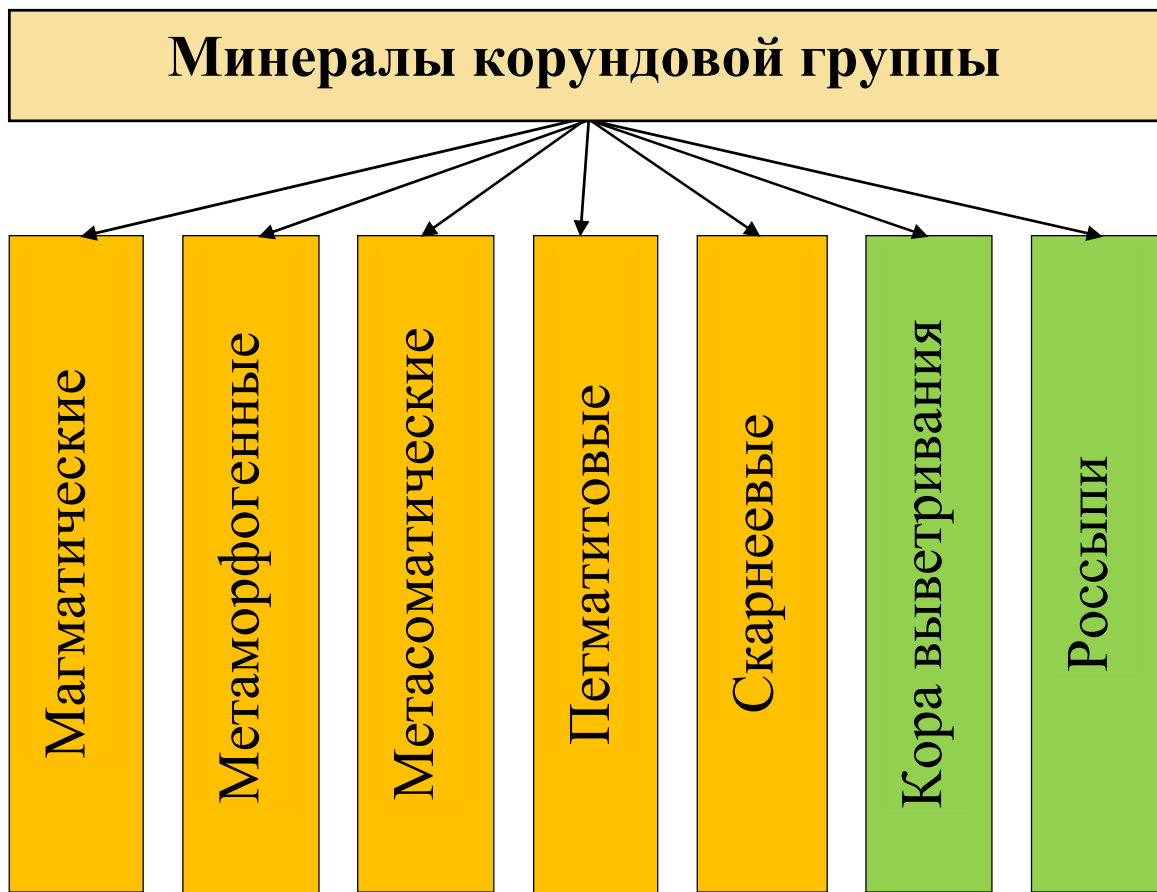


Рисунок 1.8 – Расширенная классификация минералов корундовой группы

Выводы по главе 1

Важным условием корундообразования является протокристаллизация из расплавов в глубинных магматических очагах при условии последующего быстрого застывания основной массы расплава. В этом отношении важную роль играют ультраосновные породы, представленные формацией ультраосновных – щелочных пород и карбонатитов и связанных с ними пневматолито-гидротермальных образований. Наиболее характерным признаком магматического происхождения корундов является оплавленность их кристаллов. Значение имеют ювелирные рубин и сапфир месторождений Могок (Мьянма) и Чантхабур (Таиланд), образованные в зонах скарнированных доломитовых мраморов и кальцифирах.

До настоящего времени приоритет остается за месторождениями остаточных древних кор химического выветривания рубино- или сапфиросных горных пород и за известными промышленными месторождениями рубина и сапфира аллювиальных и делювиально-аллювиальных россыпей. Вместе с тем становятся перспективными и актуальными многоплановые исследования коренных источников благородного рубина, на что обращается особое внимание в данной работе.

Показана четкая генетическая детерминированность химизма, физических свойств, парагенетических минеральных ассоциаций благородных корундов различного генезиса. Выделены типоморфные минералы, которые рассматриваются как индикаторы генетической, региональной и объектной принадлежности конкретных рубинов и сапфиров, собственно, что может быть применено в их диагностике и оценке, а также в таможенном, следственном, коммерческом деле и в других целях.

Глава 2 Физические и химические параметры корундов на технологическом уровне

2.1 Конституция и свойства минералов группы корунда

Впервые кристаллическая структура корунда описана L. Pauling и S. B. Hendrics [161]. Ими установлено, собственно, что атомы Al располагаются в октаэдрических пустотах гексагональной плотнейшей упаковки атомов O по «корундовому» мотиву, а как раз именно атомы Al заполняют 2/3 октаэдрических пустот. Октаэдрические слои наложены один на другой таким образом, что в вытянутых вдоль оси *c* колонках из октаэдров чередуются 2 заполненных октаэдра с незаполненными.

Корунд является единственной природной модификацией глинозема. По структуре отвечает искусственному $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. У соединений искусственного происхождения установлен ряд неустойчивых модификаций Al_2O_3 , получающихся в результате нагревания гиббсита, байерита и бёмита и представляющих собой промежуточные продукты при переходе тригидратов и бёмита в корунд ($\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$) [39].

Все разновидности корунда, включая и ювелирные, кристаллизуются в дитригонально-скаленоэдрическом виде симметрии тригональной сингонии. Для рубина характерен короткостолбчатый габитус с хорошо образованными гранями гексагональной призмы (1120), ограниченными пинакоидом (0001).

Показатели преломления корундов исключительно постоянны со значениями n_e 1,760 и n_o 1,768. Удельный вес бесцветного корунда равен 3,984, а окрашенных – 3,99–4,01. B. W. Andersen и C. J. Pave [117] предложили использовать удельный вес ювелирного корунда как эталон.

Двойники по (1011), как правило, полисинтетические, проявляющиеся в виде штриховатости на базопинакоиде, двойники срастания, изредка двойники по (0001). Двойники по (1011) и по (0001) могут образоваться под воздействием давления.

В кристаллах благородного корунда в той или иной степени проявляется отдельность по ромбоэдру или пинакоиду. Излом минерала неровный или же раковистый, блеск стеклянный, близкий к алмазному. Твердость корунда – 9 по Моосу и по этому показателю он уступает только алмазу, плотность большинства ювелирных разновидностей – 3,96–3,99 г/см³, достигает 4,0–4,1 у зеленых и сине-зеленых сапфиров Австралии.

Химический состав корунда отвечает формуле Al_2O_3 , в нем обычно в небольшом количестве присутствуют примеси железа, титана, хрома, ванадия и др. Нередко содержит включения рутила, гематита, ильменита, граната, шпинели и др.

Окраска корунда очень разнообразная и зависит от примесей элементов-хромофоров. Благодаря данным элементам получающиеся в результате цвета чаще всего чистые и яркие и охватывают почти весь цветовой спектр. Он может быть и красным, и синим, и оранжевым, и зеленым (Банк, 1979). Химически чистый корунд бесцветен. Красная окраска различных интенсивностей и оттенков обусловлена наличием примеси хрома (Cr^{3+}), изоморфно замещающего алюминий (Al^{3+}) в алюмоокислородных октаэдрах, а синяя, голубая, зеленая, фиолетовая, оранжевая, желтая и др. также различной интенсивности – примесями титана (Ti^{4+}), железа (Fe^{2+} , Fe^{3+}), иногда марганца (Mn^{4+} , Mn^{3+}) и хрома (Cr^{3+}). Из других примесей-хромофоров присутствуют также ванадий, иногда никель и медь.



Рисунок 2.1 – Кристалл рубина
(<http://wiki.web.ru>)[54]



Рисунок 2.2 – Кристалл сапфира
(<http://wiki.web.ru>)[54]

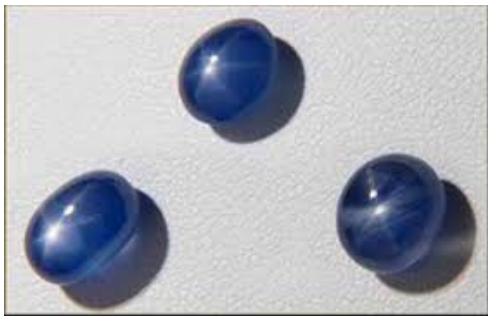


Рисунок 2.3 – Звездчатый сапфир
(<http://geo.web.ru>)[54]



Рисунок 2.4 – Папараджа
(<http://www.goldium.ru>)[54]



Рисунок 2.5 – Обыкновенный корунд
(<http://upload.wikimedia.org>)[54]

Способность к плеохроизму не очень выражена в благородном корунде. Схема абсорбции: $N_g > N_p$. Рубины и хромсодержащие сапфиры активно люминесцируют в ультрафиолетовых и инфракрасных лучах, возбуждающих ионы хрома в кристаллической структуре минерала. Вследствие этого рубины и фиолетовые сапфиры при дневном или же ярком электрическом освещении приобретают ярко-красное свечение, что, собственно, в определенной мере

компенсирует недостаток игры света, обусловленный малой величиной дисперсии преломления.

Общая характеристика месторождений мира приводится в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Обобщенная характеристика корундов мира (с использованием материалов работы J. E. Arens [118])

Страна (район)	Разновидность	Цвет	N_{g_g}	N_{p_e}	Двупреломление	Удельный вес
Австралия	Сапфир	Светло-голубой	1,761	1,769	0,008	4,02
		Темно-голубой	1,763	1,772	0,009	3,99
		Зеленый	1,763	1,772	0,009	4,00
		Желтый	1,765	1,774	0,009	3,97
		Желто-зеленый	1,767	1,775	0,008	3,99
		Золотисто-желтый	1,763	1,772	0,008	4,01
Бразилия (Jauro, Matto Grosso)	Сапфир	Темно-голубой	1,762	1,770	0,008	3,95–4,05
Мьянма	Рубин	Ярко-красный	1,760 – 1,769	1,768 – 1,778	0,008–0,009	3,996
	Сапфир	Темно-голубой	1,762	1,770	0,008	4,00
Индия, Кашмир	Сапфир	Ярко-голубой	1,762	1,770	0,008	3,99
Колумбия	Сапфир	Голубой, фиолетовый	1,762	1,770	0,008	3,99–4,02
Япония	Рубин	От пурпурно-красного до розового	1,761	1,769	0,008	3,89

Продолжение таблицы 2.1.

Страна (район)	Разно- вид- ность	Цвет	N_{g_g}	N_{p_e}	Двупреломле- ние	Удель- ный вес
Малави	Сап- фир	Различный	1,760 – 1,761	1,770	0,009	–
	Рубин	Красный	1,762 – 1,763	1,771 – 1,772	0,009	–
Непал (Тапледжунг)	Рубин	Красный	1,760	1,768	0,008	3,98
Пакистан (Долина Хунза)	Рубин	Красный	1,762	1,770	0,008	3,99
Шри-Ланка	Рубин	Красный	1,761 – 1,763	1,769 – 1,772	0,008	3,99– 4,00
			1,757 – 1,760	1,765 – 1,768	0,008	4,00
	Сап- фир	Голубой	1,760 – 1,761	1,768 – 1,769	0,008	3,99– 4,01
			1,765 – 1,770	1,773 – 1,779	0,008–0,009	4,00– 4,01
		Желтый	1,763 – 1,764	1,772 – 1,773	0,008	3,99– 4,06
			1,768 – 1,769	1,776 – 1,777	0,008	4,00
Танзания	Рубин	Красный	1,764	1,772	0,008	3,99
Лонгидо	Сап- фир	Оранжевый	1,760 – 1,763	1,768 – 1,772	0,008–0,009	3,99
Долина реки Амба	Сап- фир	Красно- коричневый	1,763 – 1,765	1,771 – 1,773	0,008	3,99– 4,06
Таиланд	Рубин	Красный	1,760 – 1,764	1,768 – 1,772	0,008	4,01
	Рубин	Темно- красный	1,768	1,776	0,008	4,00

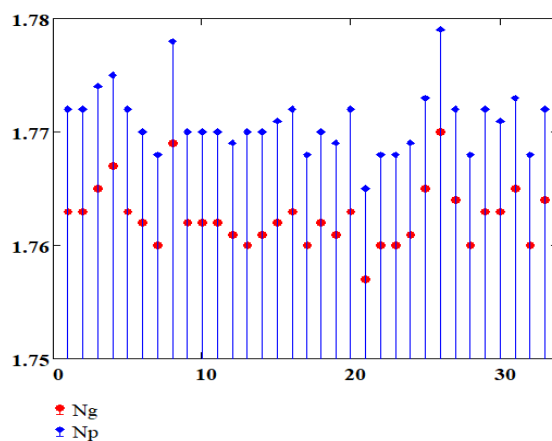


Рисунок 2.6 – Характеристика корундов мира по показателям Ng и Np_e

2.2 Физические и химические методы исследований корундов

2.2.1 Прецизионное изучение микроэлементного состава корундов на квадрупольном масс-спектрометре X-SERIES 2 Terhmo

Препарат пробы вводился в масс-спектрометр в потоке аргона в виде аэрозоля и ионизировался в индуктивно-связанной плазме. Разделение ионов осуществлялось анализатором с двойной фокусировкой – магнитной и электростатической. Детектирование ионов производилось электронным умножителем, сохраняющим линейность в диапазоне $1-1 \cdot 10^{10}$ ионов в секунду.

Калибровка чувствительности прибора по всей шкале масс осуществлялась с помощью стандартных 68-элементных растворов (ICP-MS-68A, HPS, растворы А и В), включающих все анализируемые в пробах элементы. Для контроля свойства и качества измерений и учета дрейфа чувствительности прибора анализы проб чередовались с анализами обычного и стандартного образца с периодичностью 1:10. В качестве стандартных использовались аттестованные образцы BHVO-2 и COQ-1, разложенные с серией исследуемых проб. Пределы обнаружения элементов составляли от 0,1 нг/г для тяжелых и средних по массе элементов с возрастанием до 1 нг/г для легких элементов. Погрешность анализа составляла 1–3 отн. %. Для расчета концентраций элементов использовалась серия калибровочных растворов,

приготовленных из стандартного раствора ICP-MS-68A, HPS (А и В) с диапазоном концентраций 0,03–10,00.



Рубин. Могок



Рубин и сапфир. Ратнапура



Корунд. Майсур



Корунд. Калахандри



Сапфир. Новый Южный Уэльс



Рубин. Маджи-Мотою



Корунд. Илаака



Рубин. Снежное



Рубин. Монг-Йен

РОССИЯ



Рубин. Рай-Из Рубин. Хитостров Сапфир. Вуоннемиокр, Хибинь

Рисунок 2.7 – Корунды мира и России (из коллекций Минералогического музея РАН им. А. Е. Ферсмана). Фото: © А. А. Евсеев

В тщательно отмытые и высушенные фторопластовые вials Savillex помещали порошок пробы массой от 70 до 100 мг для разложения проб. В вials с навеской добавляли 2 мл концентрированной HCl. Вials помещали в автоклавы и выдерживали при температуре 220 °C в течение 3 суток. Из вials смесь переводили в одноразовые полипропиленовые пробирки с 0,5 Н раствором HNO₃ объемом 50 мл путем многократного смывания, выдерживали дважды по 25 минут в ультразвуковой ванне с подогревом до 60 °C и оставляли еще на 3–4 дня.

Непосредственно перед измерением готовую пробу разбавляли в одноразовых полипропиленовых пробирках в 100 раз для разбавления концентрированной алюминиевой матрицы и добавляли раствор In в качестве внутреннего стандарта для контроля стабильности интенсивности сигнала при измерении.

Все операции выполняли весовым методом. Для разложения использовали HCl и HNO₃ категории ОСЧ, подвергшиеся перегонке, и дважды дистиллированную воду. Контроль загрязнения производили путем использования холостых образцов и их последующего вычитания.

2.2.2 Изучение ИК-спектров образцов корунда

Исследования проводилось на ИК-Фурье спектрометре Nicolet 380 с использованием микроскопа Centaurus компании THERMO Scientific. Особенностью работы на этой аппаратуре является использование специальной компьютерной программы OMNIC, необходимой для автоматизированного получения спектров, контроля их качества, а также анализа и обработки данных. При работе на ИК-микроскопе пробоподготовка практически не требуется. Единственным ограничением являются размеры анализируемого образца. Оптимальная толщина частиц составляет от 0,005 до 0,015 мм. ИК-микроскоп Centaurus, обладающий высокочувствительным детектором МСТ-А, позволяет анализировать микрочастицы размером от 40 микрон в диапазоне 600–4000 см^{-1} в режимах пропускания и отражения. Интерпретация полученных спектров осуществлялась с помощью базы данных и по методике, разработанной в ЦНИГРИ [110].

Результаты исследования. ИК-спектры отдельных микрозерен в одном и том же образце варьируют (рисунок 2.8), что указывает на неоднородности состава корунда. Особенно значительно отличаются друг от друга спектры прозрачных и полупрозрачных зерен. Большинство изученных образцов обнаруживает ИК-поглощение в трех спектральных интервалах 4000–2500 см^{-1} , 2200–1900 см^{-1} и 1500–700 см^{-1} . Последний интервал соответствует собственным колебаниям кристаллической решетки корунда. Это подтверждается тем, что в бесцветном прозрачном корунде, не содержащем видимых примесей, прослеживаются лишь линии в интервале 1500–700 см^{-1} (рисунок 2.9).

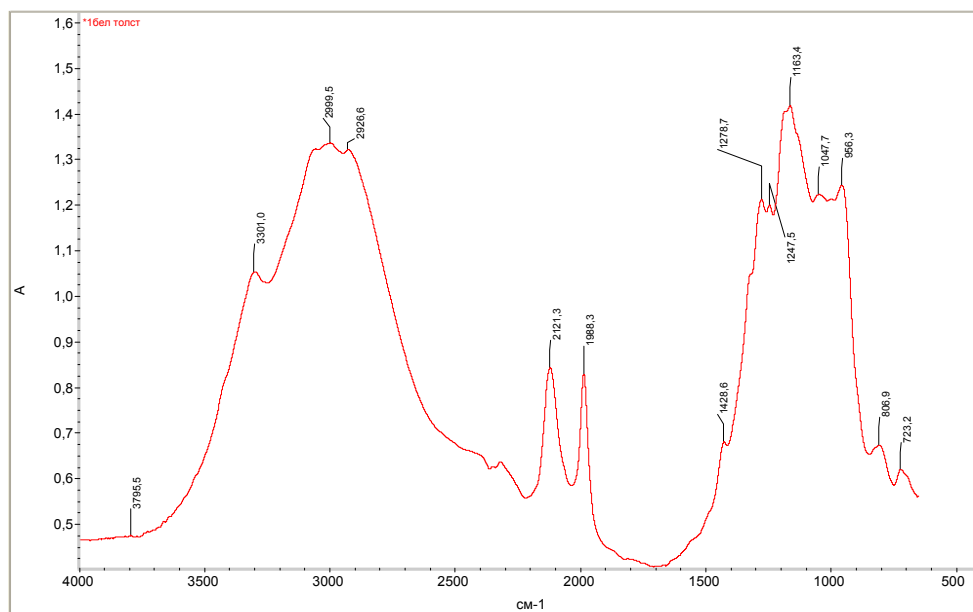


Рисунок 2.8 – ИК-спектр корунда (обр. 34, лейкосапфир, Амбуситра, Мадагаскар)

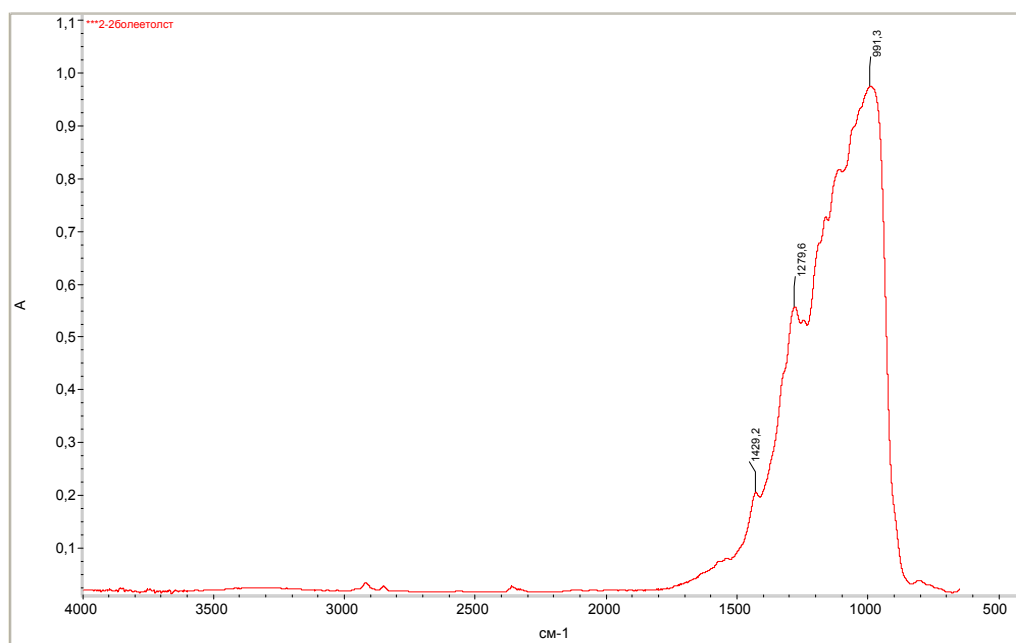


Рисунок 2.9 – ИК-спектр корунда (обр. 2, месторождение Снежное, Таджикистан)

В области $4000\text{--}2500\text{ см}^{-1}$ проявляются валентные колебания ОН- и NH-группировок (рисунок 2.9).

В данном случае это, скорее всего, гидроксильные группы, входящие в состав адсорбированной воды (газово-жидкие включения, межзерновая вода), а также структурных гидроксильных группировок, весьма типичных для корунда. Можно предположить, что четкие линии около 3310 , 3292 , 3080 см^{-1} и

некоторые другие (рисунок 2.10) относятся именно к валентным колебаниям структурных ОН-групп. Эти группировки можно рассматривать в качестве типоморфных свойств корунда из разных месторождений. [21] Узкие линии 2120 и 1990 см^{-1} , по-видимому, связаны с деформационными колебаниями структурных ОН-групп.

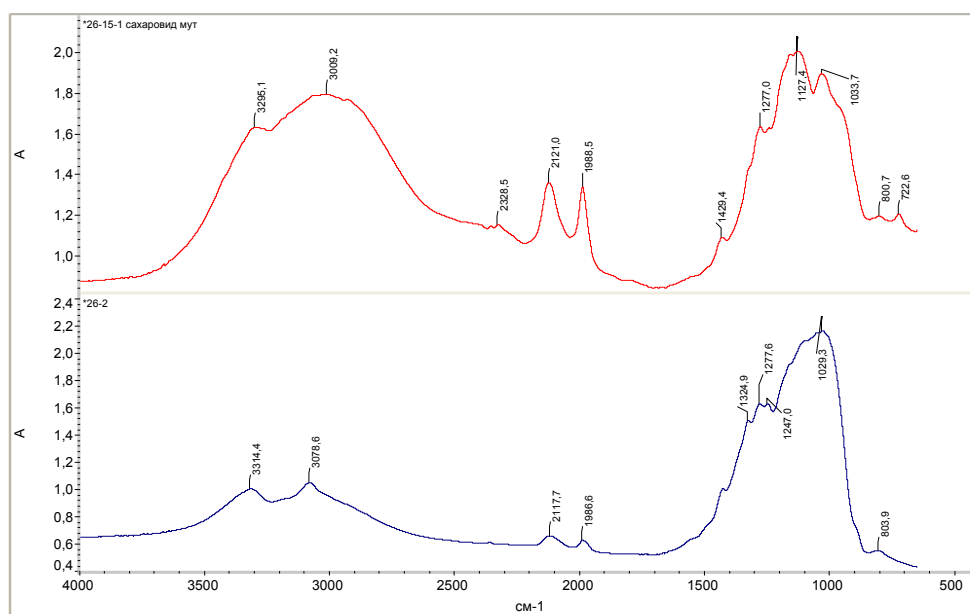


Рисунок 2.10 – ИК-спектр корундов (обр. 26/15, светлый корунд, Хунза, Пакистан)

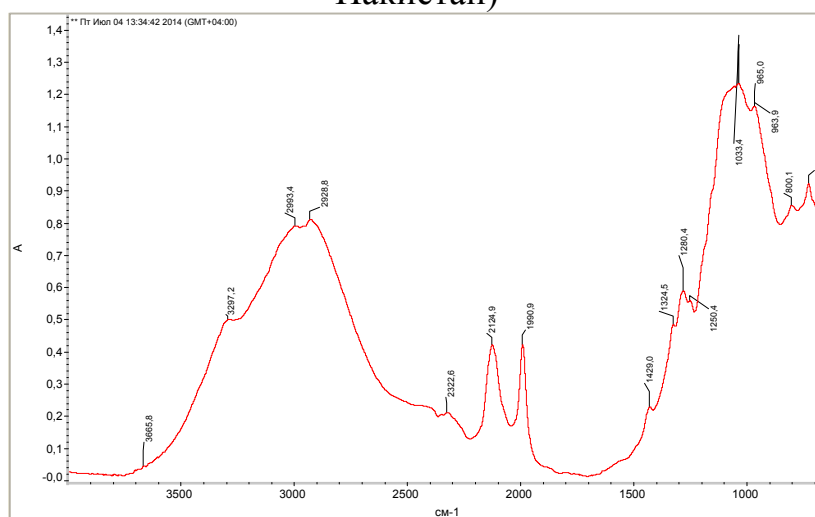


Рисунок 2.11 – ИК-спектр корунда (обр. 33/54, сапфир, Петерсит, Индия)

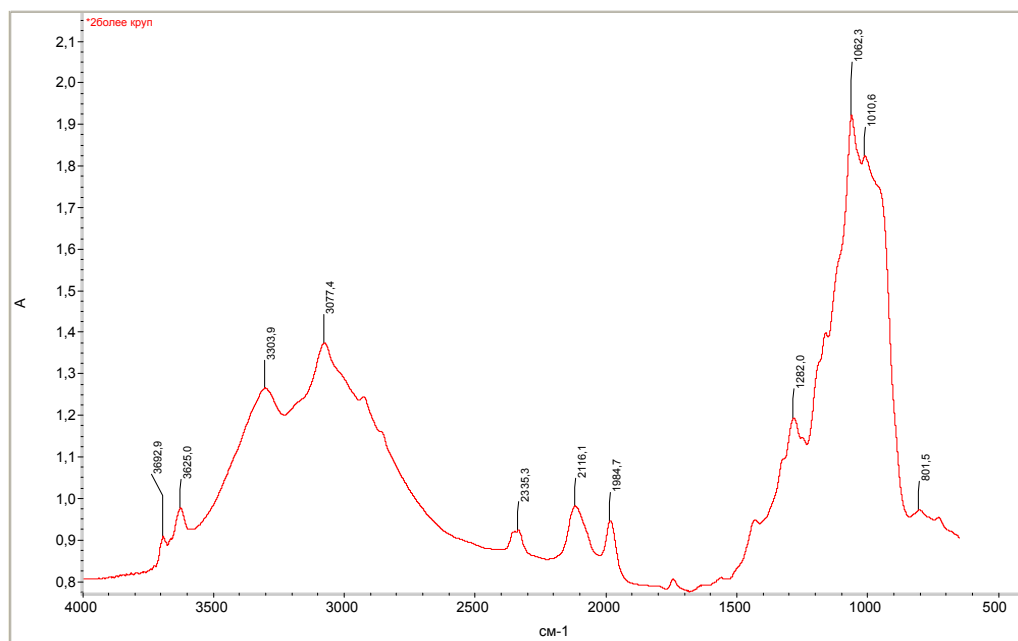


Рисунок 2.12 – ИК-спектр корунда (обр. 56, корунд розовый зональный, Илакака, Мадагаскар)

2.2.3 Изучение химического состава корундов с использованием электронно-зондового микроанализатора

Химический состав минералов изучался на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы JEOL в лаборатории анализа минерального вещества ИГЕМ РАН. Анализ осуществлялся при ускоряющем напряжении 20 кВ, силе тока на цилиндре Фарадея 20 нА, диаметре зонда 3–5 мкм. Время экспозиции на основные элементы составляло 10 с. Для обеспечения электропроводимости на образцы напылялся тонкий слой углерода. Расчет поправок осуществлялся по методу ZAF-коррекции с использованием программы фирмы JEOL.

Анализ корундов и силикатных фаз проводился с использованием следующих стандартов: Si – санидин, Na – жадеит, Fe – альмандин, K – санидин, Ni – NiO, Al – корунд, Mg – оливин, Mn – спессартин, Ca – анортит, Cr – хромит, Ti – сфен. При анализе рудных включений применялись стандарты: Ti – ильменит, Mg – хромит, Fe – магнетит, Ca – сфен, Ni – Ni, Si – альмандин, Mn – спессартин, Nb – Rb₂Nb₄O₁₁, V – V, Cr – хромит, Al – хромит. Для одиночных включений циркона использовались такие эталоны: Si –

циркон, P – апатит, Zr – циркон, U – UO₂, Hf – HfO₂, Y – Y₂O₃, Th – ThPO₄, S – BaSO₄, Nb – Rb₂Nb₄O₁₁.

Изучаемая поверхность образцов полировалась, и для обеспечения электропроводимости напылялся тонкий слой углерода.

В результате проведенной работы были выявлены минеральные включения, представленные окислами и гидроокислами железа, цирконом, амфиболами, слюдами, хлоритом, апатитом, рутилом, ильменитом и минералами редких земель. В исследованных образцах наблюдается развитие вторичных минералов – окислов и гидроокислов алюминия. В диссертации приводятся микрофото по материалам исследований на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы JEOL (рисунки 2.13–2.23: обр. 14; обр. 6; обр. 12; обр. 22; обр. 23; обр. 26; обр. 34; обр. 36; обр. 44; обр. 42; обр. 47).

В некоторых образцах отмечаются примеси элементов-хромофоров: железа, хрома, титана. Газово-жидких и флюидных включений не обнаружено.

Условные обозначения: Crn – корунд, Dsp – диаспор, Rt – рутил, Grt – гранат, Pl – плагиоклаз, Ap – апатит, Mc – микроклин, Zrn – циркон, Chl – хлорит, Pcl – пироксеноид, Ms – мусковит, Kln – каолинит, Mag – магнетит.

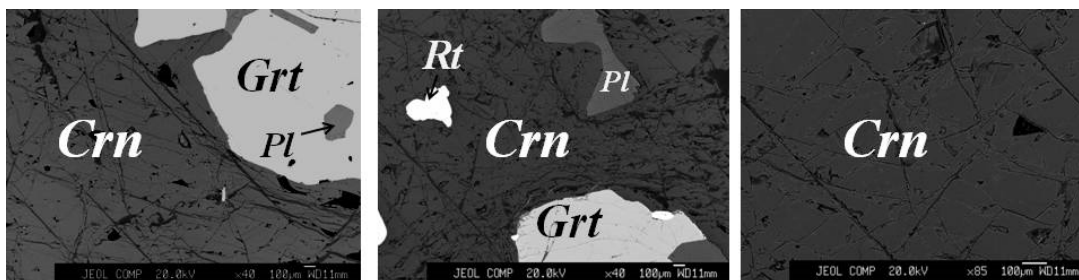


Рисунок 2.13 – Минеральные включения в корунде (обр. 14, корунд, Джегладдек Афганистан)

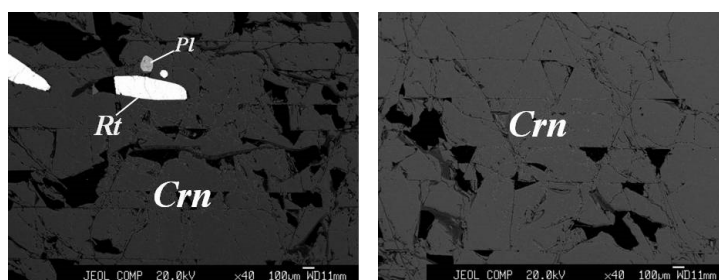


Рисунок 2.14 – Минеральные включения в корунде (обр. 6, Karnataka, Mysore district, Индия)

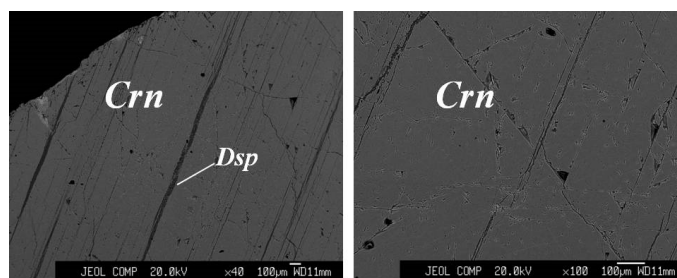
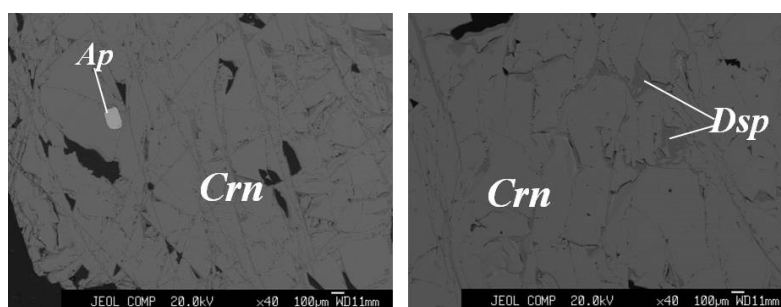


Рисунок 2.15 – Минеральные включения в корунде (обр. 12, подножье горы Мансур, Индия)



Спектр определения	Содержание, %											
	SiO ₂	TiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	NiO	MgO	MnO	Cr ₂ O ₃	Total
Crn	0.16	0.00	0.50	99.12	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.00	0.42	100.22
Crn	0.16	0.00	0.52	99.37	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.38	100.44
Dsp	0.17	0.01	0.48	78.94	0.02	0.02	0.00	0.00	0.00	0.01	0.37	80.01
Dsp	0.16	0.01	0.39	76.91	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.00	0.41	77.90

Рисунок 2.16 – Минеральные включения в корунде и таблица составов по спектрам определения (обр. 22, Анцерабе, Мадагаскар)

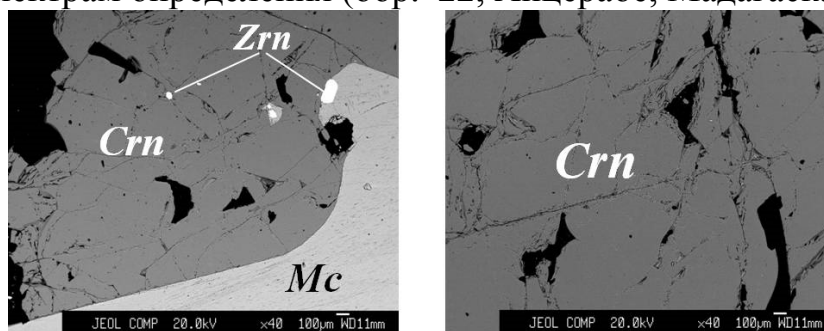
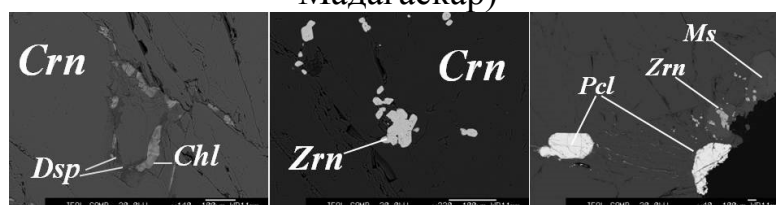


Рисунок 2.17 – Минеральные включения в сапфире (обр. 23, Ихози, Мадагаскар)



No.	Содержание, %											
	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	FeO	K ₂ O	NiO	SiO ₂	MgO	MnO	CaO	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	Total
Crn корунд	98.48	0.00	0.86	0.00	0.00	0.16	0.00	0.02	0.00	0.00	0.01	99.54
Dsp диаспор	77.53	0.00	0.26	0.00	0.01	0.20	0.00	0.00	0.01	0.00	0.00	78.01
Chl хлорит	26.94	0.14	21.74	2.15	0.02	33.53	0.69	0.60	0.19	0.00	0.00	85.99
Ms мушкет	34.00	0.14	2.89	10.70	0.00	45.16	0.37	0.03	0.12	0.00	0.06	93.47

No.	Содержание, %											
	SiO ₂	P ₂ O ₅	Dy ₂ O ₃	TiO ₂	ZrO ₂	HfO ₂	Y ₂ O ₃	FeO	Na ₂ O	UO ₂	Ce ₂ O ₃	Total
Zrn циркон	32.91	0.17	0.00	0.03	64.34	0.91	0.25	0.01	0.18	0.00	0.04	98.93
Zrn циркон	32.19	0.26	0.01	0.01	65.72	0.87	0.17	0.04	0.00	0.04	0.00	99.33
Pcl пирохлор	0.37	0.00	0.43	16.54	0.53	0.00	16.76	0.57	29.43	2.55	8.55	76.47
Pcl пирохлор	0.37	0.00	0.36	16.51	0.39	0.00	17.13	0.74	29.75	2.41	8.51	76.95

Рисунок 2.18 – Минеральные включения в корунде и таблица составов по спектрам определения (обр. 26, Хунза, Пакистан)

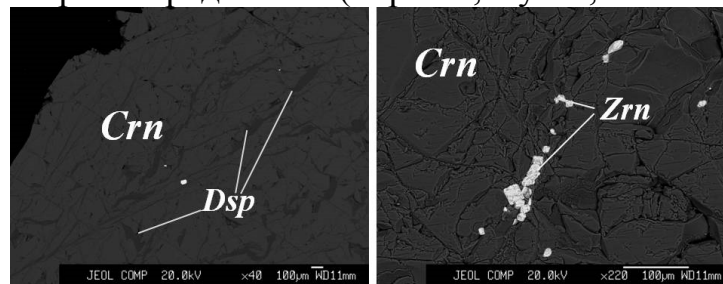


Рисунок 2.19 – Минеральные включения в лейкосапфире (обр. 34, Амбуситра, Мадагаскар)

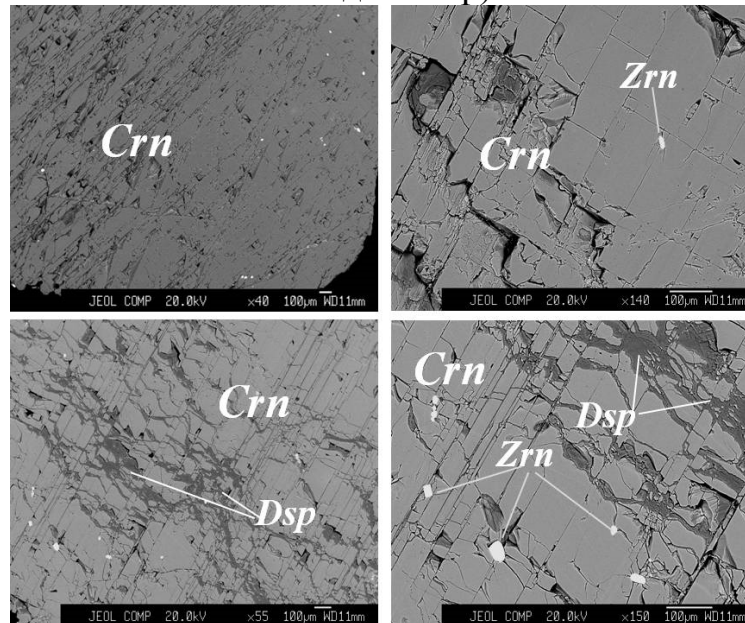


Рисунок 2.20 – Минеральные включения в корунде (обр. 36, Санднессьен, Норвегия)

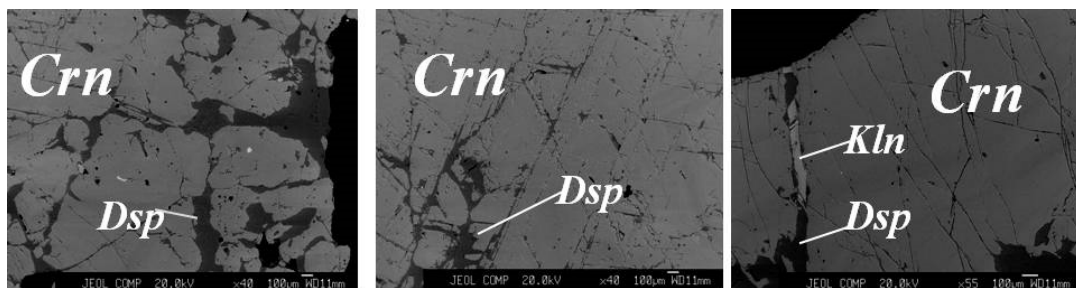


Рисунок 2.21 – Минеральные включения в корунде (обр. 44, провинция Йен-Бай, Вьетнам)

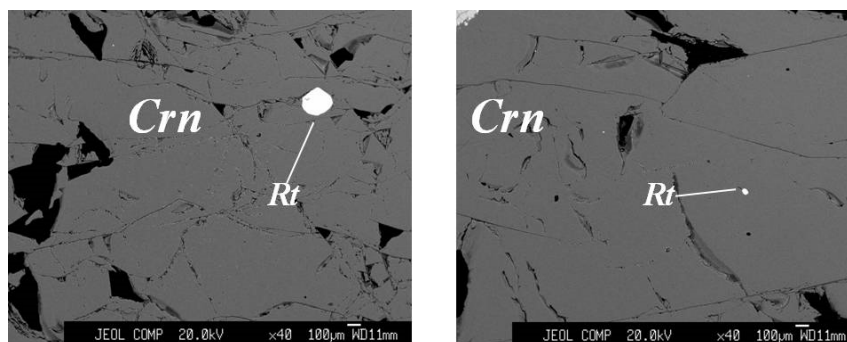
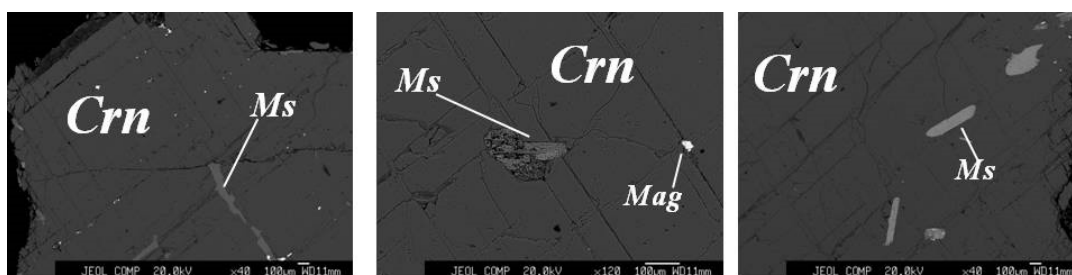


Рисунок 2.22 – Минеральные включения в корунде (обр. 42, Майсур, Южная Индия)



Спектр определения	Содержание, %											Total
	SiO ₂	TiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	NIО	MgO	MnO	Cr ₂ O ₃	
Crn корунд	0.16	0.00	0.58	98.77	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.00	0.24	99.78
Ms мусковит	46.14	0.40	2.23	35.96	0.08	0.32	10.81	0.00	0.67	0.00	0.12	96.74
Crn корунд	0.15	0.02	0.66	99.66	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.31	100.79
Ms мусковит	37.03	1.93	17.78	22.72	0.03	0.20	10.16	0.10	10.46	0.06	0.26	100.75
Mag магнетит	0.03	0.00	89.45	0.49	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.24	90.41

Рисунок 2.23 – Минеральные включения в рубине и таблица составов по спектрам определения (обр. 47, Майсур, штат Карнатака, Индия)

2.2.4 Изучение флюидных включений

Методика изучения флюидных включений. Для визуального наблюдения флюидных включений (ФВ), а также термометрических и криометрических исследований из образцов корундов были изготовлены двусторонние прозрачно-полированные пластинки толщиной 0,25–0,30 мм. Площадь пластинок составляла несколько квадратных сантиметров.

С использованием оптического микроскопа Olimpus BX-51 определялись форма и размеры ФВ. Микротермометрические исследования ФВ проводились в отделе минераграфии ИГЕМ РАН с использованием измерительного комплекса, созданного на базе микротермокамеры THMSG-600 фирмы Linkam (Англия).

В целях получения достоверных микротермометрических данных исследования проводились на группах минимум из двух флюидных включений с одинаковыми фазовыми соотношениями и близкими температурами фазовых переходов, чтобы убедиться в исходной гомогенности захваченного флюида. Точность измерения температур составляла $\pm 0,2$ °C для температурного интервала от -60 до $+60$ °C и $\pm 1,5$ °C за его пределами.

Результаты интерпретировались по стандартным методикам [166,134]. Состав основных солевых компонентов растворов определялся по температурам плавления эвтектики ($T_{\text{эвт}}$).

Интервал $T_{\text{эвт}}$ от $-21,2$ до $-33,6$ °C соответствует Na-хлоридным растворам, $T_{\text{эвт}}$ от $-33,6$ до $-49,8$ °C интерпретировались как растворы MgCl_2 , температуры ниже $-49,8$ °C – растворы с преобладанием CaCl_2 . Измеренные $T_{\text{эвт}}$ растворов большинства изученных включений имеют значения ниже, чем $T_{\text{эвт}}$ химически чистых систем, что обусловлено присутствием во флюидах небольших количеств иных катионов. Приведенные в тексте составы растворов отражают лишь количественно преобладающую в них соль. Концентрация (C) растворов двухфазных водно-солевых ФВ определялась по температуре плавления льда ($T_{\text{пл.льда}}$), соленость флюидов многофазных ФВ, содержащих растворимые твердые фазы, – по температурам растворения последних кристаллов соли. Результаты интерпретировались с использованием данных из работы [122].

Количество примесей, содержащихся в углекислоте (в процентах), определялось по температурам плавления твердой углекислоты и температурам гомогенизации углекислоты с использованием диаграмм. Давление для сингенетичных водно-солевых и углекислотных включений оценивалось по методу В. А. Калюжного [51].

Петрографическая характеристика флюидных включений. По петрографическим характеристикам среди ФВ выделены:

– первая группа – ФВ, которые встречаются по одному или образуют хаотичные незакономерные скопления в центральных частях и иногда по краям зерен, иногда эти флюидные включения приурочены к зонам роста кристаллов;

– вторая группа – ФВ, образующие цепочки и плоскости, приуроченные к трещинам, пересекающим несколько зерен.

В соответствии с критериями E. Roedder [166] первая группа включений отнесена к первичным, захваченным во время роста кристаллов, вторая группа отнесена к вторичным, которые содержат флюид, проникший по трещинам после кристаллизации минерала. Размер первичных включений составляет от 2 до 50 мкм, они обладают округлой вытянутой или неправильной формой или формой отрицательных кристаллов с элементами кристаллографической огранки. Размер вторичных включений не превышает 10 мкм. Для изучения выбраны первичные флюидные включения размером от 5 мкм и в некоторых случаях – крупные вторичные включения (от 5 мкм).

В отдельную группу отнесены образцы, в которых не было обнаружено ни одного ФВ: обр. 16 – рубин, Ратнапура, Шри-Ланка; обр. 17 – корунд, Рай-Из, Полярный Урал, Россия; обр. 42 – корунд черный (корундоносный гнейс), Майсур, Южная Индия. При микроскопическом изучении все эти образцы имеют общие признаки: они трещиноваты, деформированы, содержат минеральные и расплавные включения и не содержат ни первичных, ни вторичных включений. В образце № 17 также обнаружены зерна более позднего граната.

Основные формы ФВ – округлая, вытянутая, неправильная и отрицательные кристаллы с элементами кристаллографической огранки.

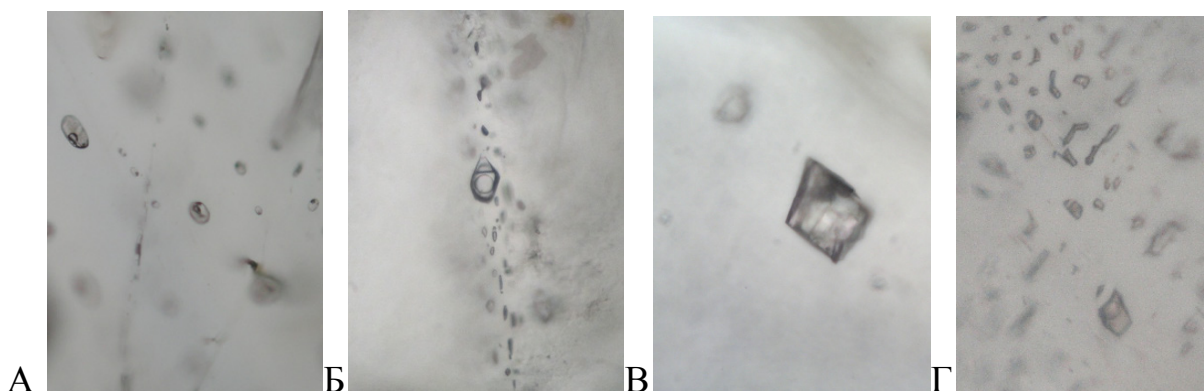


Рисунок 2.24 – Основные формы флюидных включений

Размер первичных ФВ составляет от 2 до 50 мкм, они обладают округлой вытянутой или неправильной формой или формой отрицательных кристаллов с элементами кристаллографической огранки. Размер вторичных ФВ не превышает 10 мкм.

По фазовому составу при комнатной температуре все включения однофазные. При охлаждении и нагревании было обнаружено, что все ФВ содержат жидкую углекислоту. Перечень основных проанализированных проб: № 3 Мюссе, Кашмир, Индия; № 29, Запскор, Индия; № 47, рубин, Майсор, штат Карнатака, Индия; № 4, Мура-Бора, Танзания, № 5, Ihosy, № 40, розовый корунд, Моро-Горо (Gairo Morogoro), № 48, рубин в мусковите, Моро-Горо, Танзания; Мадагаскар (пегматит); № 7, остров Ольхон, Байкал, Россия; № 10, Рай-Из, Полярный Урал, Россия; № 19, Ильменский заповедник, Урал, Россия; № 20, Будун на Ольхоне, Байкал; № 32, синий корунд, остров Ольхон, Байкал, Россия; № 23, Ихози, № 30, Ватондради, № 34, лейкосапфир, Амбуситра, Мадагаскар; № 36, Санднессьеэн, Норвегия; № 38, синий корунд, деревня Колташи, Средний Урал, Россия; № 39, корунд, Музор, Индия.

В отдельных корундах обнаружены двухфазные ФВ – газ + жидкость. По соотношению фаз в них можно выделить два типа: первый – с газовой фазой, занимающей не более 30 % объема ФВ; второй – с газовой фазой, занимающей до 50 % объема ФВ. Флюидные включения первого типа содержат водно-солевой флюид. Флюидные включения второго типа содержат углекислотно-метановый флюид.

Вероятно, кристаллизация всех корундов происходила в условиях гетерогенной среды, состоявшей из несмешиваемых слабосоленого водно-солевого и высокоплотного углекислотного флюидов. Включения первого типа встречаются цепочками и плоскостями рядом с цепочками включений второго типа (углекислотными), что позволяет предполагать их сингенетичность, т.е. одновременный захват.

Плавление углекислоты происходило в температурном интервале от $-58,3\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $-65,0\text{ }^{\circ}\text{C}$ в первичных включениях и при $-59,2\text{ }^{\circ}\text{C}$ во вторичных. $T_{\text{пл}}$ чистой CO_2 соответствует температуре $-56,6\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Гомогенизация углекислоты и в первичных, и во вторичных ФВ происходила в жидкую фазу. В первичных включениях температуры варьируют от $+1,5\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $+29,9\text{ }^{\circ}\text{C}$, во вторичных – от $+6,1\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $12,1\text{ }^{\circ}\text{C}$. Количество примесей метана в первичных ФВ оценено в 15–16 %, во вторичных – 9–10 %.

Преобладающим компонентом минералообразующей системы при кристаллизации корунда была высокоплотная углекислота с небольшим количеством других газов. Количество примесей (метана) во включениях варьирует от <1 до 12 %.

Давление для условного интервала температур от 200 до $700\text{ }^{\circ}\text{C}$ в первичных ФВ было оценено в 1100–3600 бар, во вторичных – 700–2600 бар, давление менялось незначительно и в течение последующего времени, при залечивании трещин, о чем свидетельствуют вторичные ФВ.

2.3 Области применения корундов

Высокая твердость корунда определяет его практическое значение: порошок корунда применяется для шлифовки драгоценных камней, металлов, оптических стекол. Из сцементированных молотых корундовых пород изготавливают круги шлифовальных станков. Кроме того, в наклеенном на бумагу или полотно виде он дает наждачные шкурки. Рубины играют роль подшипников и опорных камней в часовых механизмах, обеспечивая высокую

точность хода и продлевая их жизнь. В одном часовом механизме их может быть до 16 штук. Шестеренки часового механизма укрепляются на подшипниках, и если эти подшипники были бы сделаны из другого материала, менее прочного, чем рубин, то они бы очень быстро изнашивались, а механизм выходил бы из строя. В часовых механизмах нашли свое применение и сапфиры. Их твердость не меньше, чем у рубинов, но сапфиры порой обладают идеальной прозрачностью и большой плотностью самого кристалла. Поэтому из сапфира изготавливается сверхпрочное стекло, которое принято называть сапфировым стеклом. Если им покрыть циферблат часов, то на нем не появятся царапины. Также сапфировое стекло популярно в создании мобильных телефонов [9].

Рубины и сапфиры используются в оптических квантовых генераторах (лазерах). Сапфир не реагирует с любыми кислотами и щелочами. Он противостоит высоким давлениям и температурам, жесткому радиоактивному излучению. Его можно сварить со стеклом и припаивать к металлу (иллюминаторы, позволяющие следить за процессом, протекающим в приборах и аппаратах, где царят вакуум, высокие температуры и давления, батискаф и др.). Для этого используется прозрачный, бесцветный искусственный сапфир. Сапфир в качестве датчика перепада давления находит применение для обнаружения аварийных участков магистральных газопроводов. Всего миллиметровый слой теплоизолятора с использованием корунда заменяет пятисантиметровый слой обычной минеральной ваты.

Engineered Cementitious Composite (ECC) является уникальным типом цементного композита, армированного волокнами с высокими эксплуатационными характеристиками. Корунд, твердый и прочный материал, вводится в смесь ECC, чтобы улучшить сопротивление скольжению. ECC с корундом соответствует самым высоким требованиям для новых дорог. После 100 000 циклов нагрузки при моделировании движения сопротивление скольжению подвергнутого воздействию ECC с корундом остается очень высоким [114]. Результаты экстраполяции показали, что ECC с корундом может

выполнять требования сопротивления скольжению до конца срока службы покрытия без какого-либо дополнительного вмешательства.

Расширяются области применения технического корунда. При комплексной геотехнологической оценке корунд доступен для освоения при благоприятных технологических, экономических и экологических факторах для получения корундов различного назначения.

Выводы по главе 2

Корунд представляет собой единственную природную модификацию с так называемым корундовым мотивом упаковки атомов Al и O. Его кристаллы обладают целым рядом особенностей по твердости, окраске и оттенкам. Анализ корундосодержащих комплексов показывает закономерности локализации и связь с различными условиями генезиса, что становится актуальным при поисках коренных образований с заметным уменьшением потенциала россыпей благородного корунда. Расширяются области применения технического корунда. При комплексной геотехнологической оценке корунд доступен для освоения при благоприятных технологических, экономических и экологических факторах для получения корундов различного назначения.

Глава 3 Горно-геологические условия и горнотехнические особенности разработки месторождений корундовой группы

3.1 Общий обзор

Разными методами датирования (в основном U-Pb методом) были определены четыре основных периода образования корунда во всем мире) (рисунок 3.1).

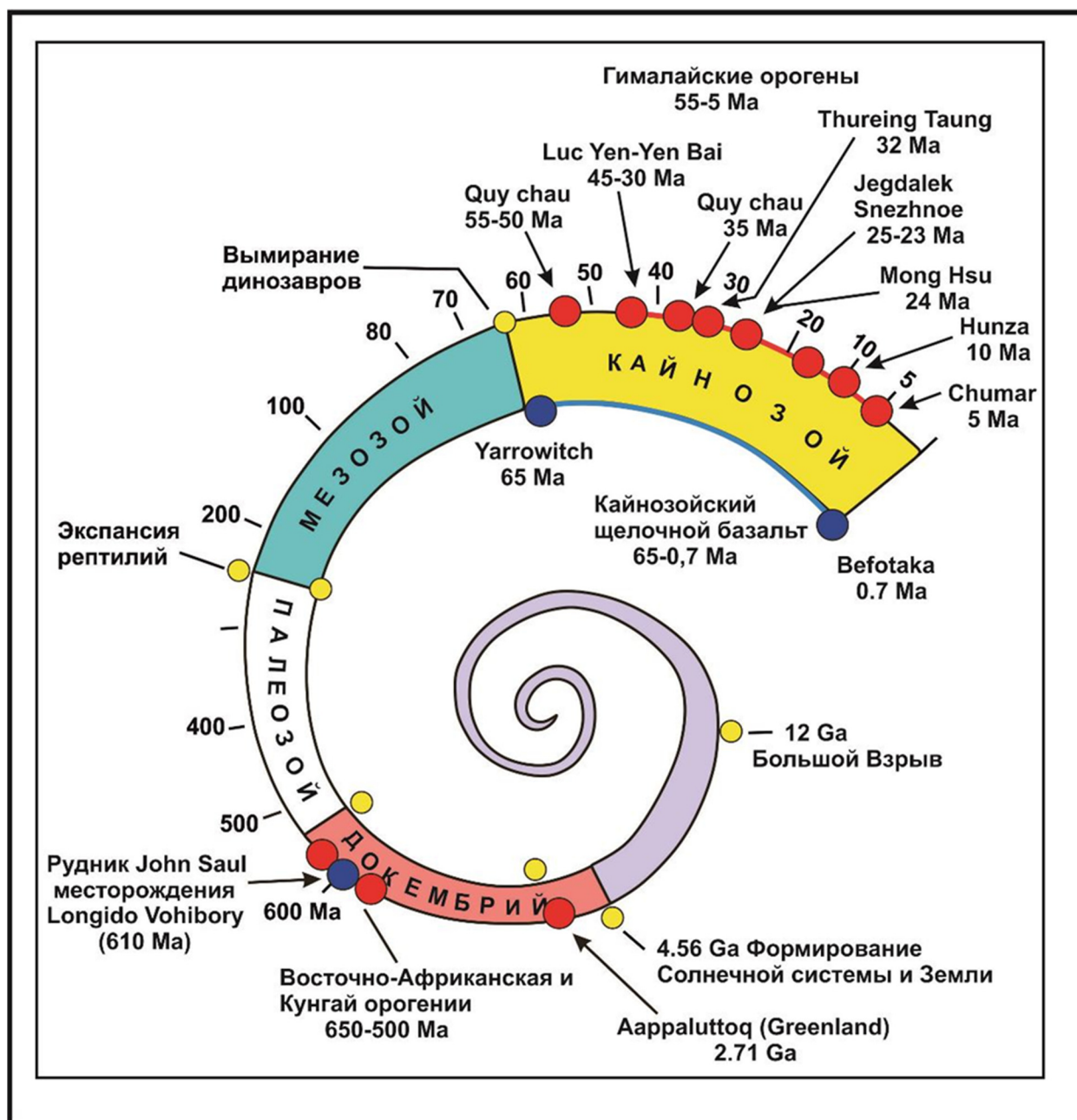


Рисунок 3.1 – Спиральная временная диаграмма образования корундов

Месторождения корунда различных типов, в том числе россыпные, известны практически на всех континентах мира (рисунок 3.2). Некоторые из них были объектами интенсивной разработки с давних времен и к настоящему времени целиком выработаны. Корунд устойчив в процессах денудации и накапливается в россыпях.

Наиболее известные крупные месторождения корунда находятся в Индии, Мьянме, Шри-Ланке, Таиланде, США, Канаде, Австралии, Новой Зеландии, Африке (Танзания, Зимбабве, ЮАР), на Мадагаскаре и в России. В Таиланде, например, разработки месторождений благородного корунда ведутся с 1850 г., со времен королевства Сиам. В окрестностях г. Мантабури из россыпей добываются преимущественно сапфиры, в том числе синие и черные с эффектом астеризма [137, 120, 128, 179]. В Индии древнейшее месторождение рубина известно в штате Одиша, у Калаханди. Другие месторождения благородного корунда находятся в штате Раджастан, вблизи Джан-али; в штате Мадхья-Прадеш, около Пипра, и в штате Тамилнад [125, 27].

Ниже приведена обобщенная аналитическая схема размещения наиболее крупных районов отработанных, ныне действующих и перспективных на ближайшее время месторождений корундовых руд мира (рисунок 3.2). Данная схема отражает как историческое прошлое, так и состояние на текущий момент. В основу выбора объектов положены принципы полноты изучения, равной достоверности, последовательных приближений, минимальных затрат с учетом разнообразия горно-геологических условий.[114]



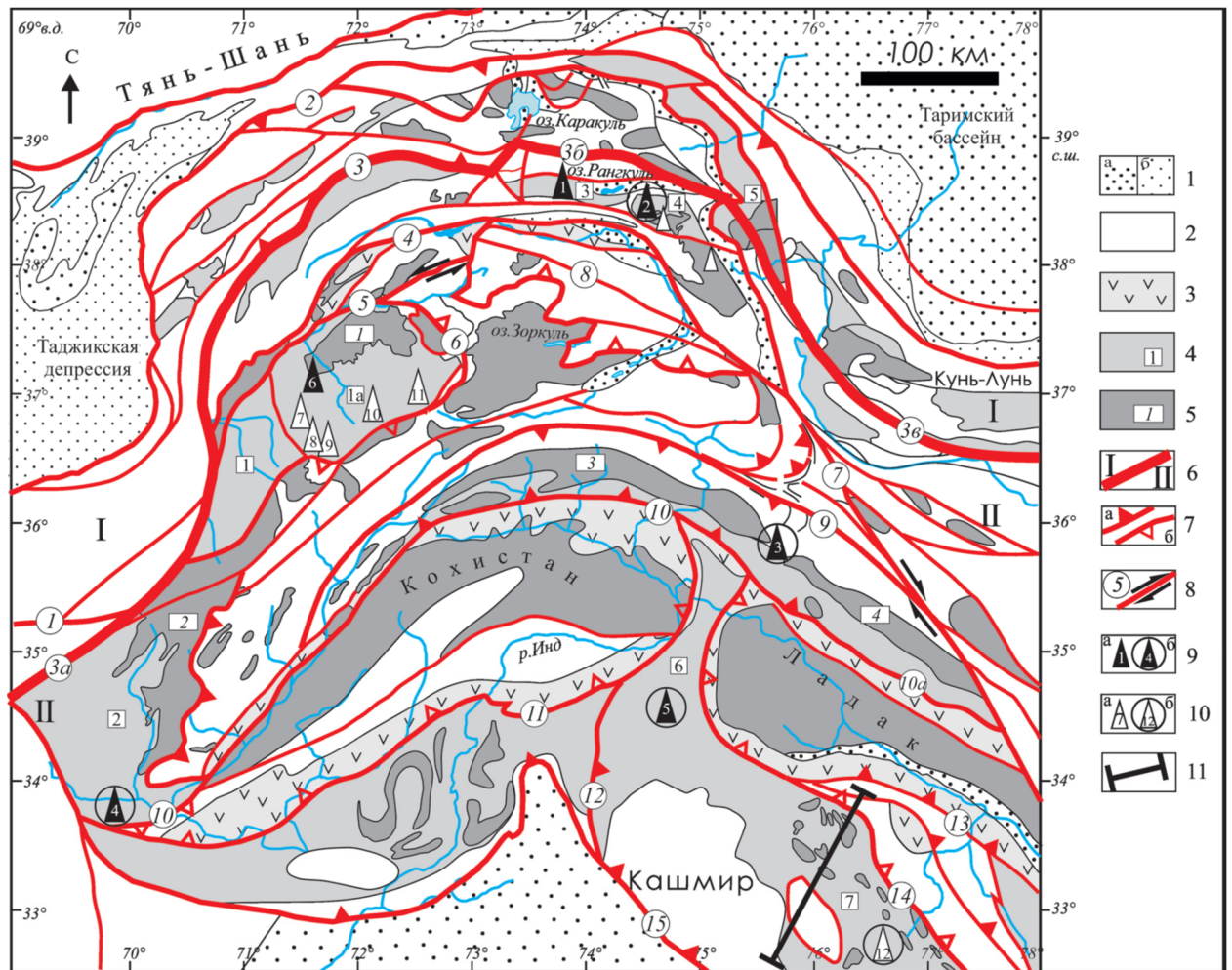
Австралия и Океания: 1 – Новая Зеландия; 2 – Новый Южный Уэльс, Инверелл, Нью-Касл; 3 – Квинсленд, Анака, Кингс-Плейнс; 4 – остров Тасмания; 5 – Алис-Спрингс, шт. Виктория; 6 – север Австралии, г. Хартс-Рейндж; 7 – запад Австралии, Пуна, Субера (Sutherland, Coenraads, 1996; Sutherland et al., 2004; Graham et al., 2004; Буканов, 2014). **Таиланд:** 8 – Чантхабури; 9 – Мантабури; 10 – Сисакет, Бо Плой; 11 – Пхрэ, Ленчай (Gubelin, 1965; Barr, Dostal, 1986; Choowong, 2002; Yui et al., 2003; Tzen-Fu Yui et al., 2006). **Камбоджа:** 12 – Пайлин + Лампхата (Буканов, 2014). **Лаос:** 13 – Бан Хоуайксай, Лаотян (Sutherland et al., 2002). **Мьяма:** 14 – Могок; 15 – Мандалай; 16 – Монг-Хсу (Iyer, 1952; Peretti et al., 1996; Khin, 1998; Daw Than Nu, 2003; Maung, 2013). **Вьетнам:** 17 – Монг-Йен, Кайчай (Garnier et al., 2005; Smirnov et al., 2006). **Китай:** 18 – Хейлудзянь; 19 – Хэбей; 20 – Цзянсу, Шанлуны, Фуцзянь (Приморье – фрагмент Восточно-Азиатского..., 2003; Буканов, 2014). **Япония:** 21 – остров Сикоку; 22 – Сычуань и Юнань (Приморье – фрагмент Восточно-Азиатского..., 2003). **Россия:** 23 – Приморье, Красноармейский район, Первомайское проявление; 24 – Междуречье Большой Уссурки и Бикина, Незаметнинское месторождение (Ханчук и др. 2002; Khanchuk et al., 2003; Одариченко и др., 2004; Высоцкий, Баркар, 2006; Буравцева, 2014). **Шри-Ланка:** 25 – Ратнапура (Wells, 1956; Silva, Siriwardena, 1988; Mathavan et al., 2000). **Индия:** 26 – Майсур, Кукурт; 27 – Кашмир, Сумджан; 28 – р. Хунза; 29 – Калахандри; 30 – Раджастхан, Джанвали; 31 – Пипр; 32 – Махараштра и Тамилнад (Brown, 1956; Терехов, Акимов, 2013; Буканов, 2014). **Непал:** 33 – Катманду, Тапланджунг; 34 – Ганеш (Harding, Scarratt, 1986). **Афганистан:** 35 – Джегдалек (Schreyer, Abraham, 1976; Геология и полезные ископаемые..., 1980; Grew et al., 1988; Bowersox, Chamberlin, 1995).

Пакистан: 36 – Тимаргарха, 10 месторождений (Gübelin, 1982). **Таджикистан:** 37 – Восточный Памир, Мургаба (Литвиненко, 2003, Барнов, 2010; Сорокина, 2012; Терехов, Акимов, 2013). **Киргизия:** 38 – Туркестанский хребет, р. Орамазансу (Терехов, Акимов, 2013). **Казахстан:** 39 – Семиз-Бугу (Озеров, 1933; Судовикова, 1963). **Россия:** 40 – Тува, Хансунгское проявление; 41 – Мыс Будун, остров Ольхон; 42 – Якутия, Чайнытское месторождение (Щербакова, 1976; Щербакова, Сутурин, 1990; Евсеев, 2004; Барнов, Мельников, 2015). **ЮАР:** 43 – Намакваленд, Судинами-Спрейт, Трансвааль (Hall, 1920; Rickwood, 1981; Cairncross, Dixon, 1995). **Зимбабве:** 44 – Зимбабве (Pardieu, Senoble, 2005). **Замбия:** 45 – Сомбуле (Pardieu, Senoble, 2005). **Малави:** 46 – Чивандзубу. **Руанда:** 47 – Руанда (Krzemnicki et al., 1996). **Мадагаскар:** 48 – юг Мадагаскара и новые открытые месторождения; 49 – Центр, Антанифотси; 50 – север Мадагаскара, Амбилубе + Адиламсия + Морангама (Буканов, 2014). **Конго:** 51 – Киншаса (Solesbury, 1967). **Танзания:** 52 – Мотомбо, Морогоро; 53 – р. Умбра; 54 – Маджи-Мотою (Solesbury, 1967; Altherr et al., 1982; Pardieu, Senoble, 2005; Hintze, 2010; Буканов, 2014). **Кения:** 55 – Цаво; 56 – Гарба Тула, Лодвар; 57 – озеро Турка (Simonet, 2000; Simonet et al., 2004; Кулачков и др., 2009). **Нигерия:** 58 – Кадуна, округ Джудит-Бейсин (Буканов, 2014). **Сомали:** 59 – Боорама (Буканов, 2014). **Македония:** 60 – Прилеп (Евсеев, 2004; Буканов, 2014). **Россия:** 61 – Вишневые горы; 62 – Южный Урал, Борзовская россыпь; 63 – Ильменские горы; 64 – Средний Урал, Корнилов лог; 65 – Полярный Урал, Рай-Из, месторождение Макал-Рузь; 66 – Северная Карелия, Дядина гора; 67 – Северная Карелия, Хитостров; 68 – г. Эвелочгорр, Хибинский щелочной массив (Коптев-Дворников, Кузнецов, 1931; Киевленко, 1980; Киевленко и др., 1982; Киевленко и др., 1987; Терехов, Левицкий, 1991; Кисин, 1991; Громов, 1993; Киевленко, 2001; Кашицин, 2006; Михайлова и др., 2006; Krylov, 2008; Барнов, Мельников, 2015; Kisin et al., 2016; Barnov et al., 2019). **Шотландия:** 69 – Лох-Роуг, остров Льюис (Thompson, 1982). **Финляндия:** 70 – Кителя (Евсеев, 2004). **Бразилия:** 71 – штат Санта-Катарина, Барра-Велха; 72 – штат Мату-Гросу ду Сул, район Рио-Коксим; 73 – штат Сан-Паулу, Итаки; 74 – штат Минас-Жерайс, район Триангола-Минейро; 75 – штат Гояс; 76 – Байя, район Ситид-да-Юнибоя (Principais depositos..., 1991; Буканов, 2014). **Колумбия:** 77 – Меркадерс-Рио-Майо (Буканов, 2014). **США:** 78 – Миссури; 79 – Северная Каролина; 80 – Франклин, Коун-Вэлли; 81 – штат Монтана, месторождение Його-Галг (Clabaugh, 1952; Steven, Youkovich, 1985; Brownlaw, Komorowsky, 1988; Hughes, 1997; Буканов, 2014). **Канада:** 82 – Онтарио, Кови-Крик; 83 – округ Ренфу; 84 – остров Баффинова Земля (Landriault, 1995). **Гренландия:** 85 – Фискенессет (Евсеев, 2004; Буканов, 2014)

Рисунок 3.2 – Схема размещения месторождений и крупных проявлений корундов мира (составлена автором, 2016)

Региональные общие горно-геологические особенности иллюстрируются на двух приведенных ниже рисунках как необходимая платформа для обоснования результатов геотехнологических исследований, изложенных в

последующих главах диссертации. В частности, на рисунке 3.3 резюмируется геодинамика важнейшего события в тектонической эволюции региона Высокая Азия, выраженная подъемом к поверхности в неоген-четвертичное время глубинных пород. Некоторые исследователи объясняют все это ролью тектонической эрозии огромной мощности, что привело к выделению флюидов и предопределило формирование разнообразных метасоматитов, в том числе и корундосодержащих [105].



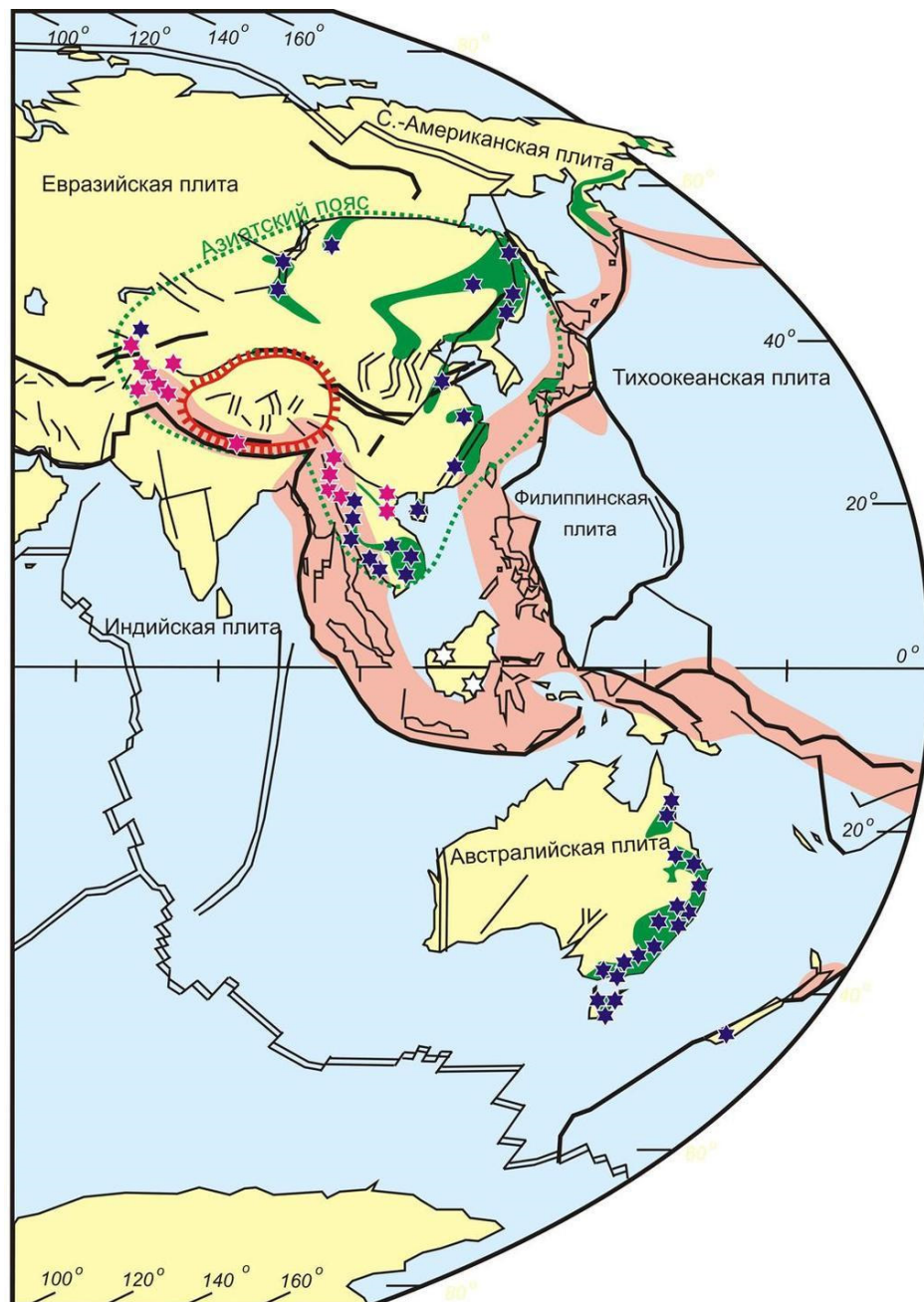
1 – неоген-четвертичные (а) и неогеновые (б) отложения предгорных и межгорных прогибов; 2 – палеозой-мезозойские отложения; 3 – офиолиты; 4 – кристаллические породы и названия выступов глубинных пород: 1 – Бадахшанский, 1а – Юго-Западный Памир, 2 – Нуристанский, 3 – Джаланский, 4 – Шатпутский, 5 – Кунгур-Мустаата, 6 – Нанга-Парбат, 7 – Высокие Гималаи (хр. Занскар); 5 – гранитоиды (мел-неоген), массивы: 1 – Хорогский, 2 – Лагман, 3 – Каракорумский, 4 – Балторо; 6 – граница геоструктурных зон герцинского (I) и киммерийско-альпийского (II) поясов; 7, 8 разломы: 7а – надвиги, 7б – сбросы, 8 – сдвиги, и названия разломов (цифры в кружках): 1 – Андарабский, 2 – Дарвазский, 3 – Ванчский, 3а – Гератский, 3б – Акбайталский, 4 – Рушанско-Пшартский, 5 – Гунтский, 6 – Мац-Кокбайский,

7 – Каракорумский сдвиг, 8 – Карасу, 9 – Чиртал (Верх. Хунза), 10 – Каракорум-Кохистанская сутура (главный Каракорумский разлом), 10а – Драсс, 11 – Индская сутура, 12 – Рупал, 13 – Верхнеиндская сутура, 14 – Занскар (Южно-Тибетский детачмент), 15 – главный пограничный разлом; 9 – проявления (а) и месторождения (б) рубина и их названия: 1 – Сасыкский и 2 – Кукуртский камнесамоцветные узлы (Восточный Памир), 3 – Хунза (Каракорум), 4 – Джигдаллек (Нуристан), 5 – Нангимали (Нанга-Парбат), 6 – Зирпарчов и Дальнее (юго-западный Памир); 10 – проявления (а) и месторождения (б) сапфира и их названия: 7 – Стаж и Авдж, 8 – Яхшволь и Сумджин, 9 – Ишкашим, 10 – Ямчун, 11 – Лянгар (все юго-западный Памир), 12 – Сумджам (Кашмир); 11 – линия разреза

Рисунок 3.3 – Положение корундовой минерализации в структуре Высокой Азии [105]

Таким образом, по их мнению, главным фактором формирования корундовой минерализации является глубинный флюид, обогащенный Al, Ti, PЗЭ, Zr, Ba, Sr, Cr, V, F.

Размещение метаморфогенных, магматогенных и неясного генезиса месторождений и проявлений рубина и сапфира в Тихокеанском поясе и на Австалийской плите также носит закономерный характер (рисунок 3.4).



★ -1 ★ -2 ☆ -3 ● -4 ⚙ -5 / -6 // -7 / -8 ● -9

1 – метаморфогенные рубины и сапфиры; 2 – магматогенные сапфиры и рубины; 3 – рубины и сапфиры неясного генезиса; 4 – кайнозойские внутриплитные вулканы; 5 – область современного орогенеза мощностью коры более 50 км; 6 – сдвиги; 7 – рифты; 8 – надвиги; 9 – глобальная геотермальная провинция

Рисунок 3.4 – Схема размещения месторождений и проявлений рубина и сапфира в Тихоокеанском поясе и на Австралийской плите (Приморье – фрагмент Восточно-Азиатского..., 2003)

Горно-геологические условия месторождения (участка) определяют способ вскрытия и технологию его разработки (рельеф местности, мощность и литологическая характеристика покровных отложений, сложность строения корундосодержащего тела, его мощность и выдержанность).

До настоящего времени в мировой практике добычи корунда используется исключительно ручной метод, который требует серьезных физических усилий со стороны добытчиков – прямое наследие кустарной разработки корундоносных россыпей.

Общая схема добычи драгоценного камня включает несколько этапов:

- 1) определение места (наиболее часто для подобных целей используется россыпь);
- 2) строительство шахт с установкой специальных насосов для откачки воды и подачи воздуха мотопомпой;

Подобный вариант добычи рубинов неудобен и опасен. Определить качество минерала бывает затруднительно, поэтому с найденными образцами работают специалисты. Это современное состояние и определяет разработку новых подходов к добыче корундов из коренных пород в открытых или подземных выработках в зависимости от рельефа местности и многих других обстоятельств.

На практике при добыче коренных корундовых руд сталкиваются с анизотропными инженерно-геологическими сложностями. Эти особенности зависят от состава, трещиноватости, тектонической нарушенности, текстурных и структурных особенностей пород. Конечно, разработка именно корундоносных россыпей является более дешевым способом, но богатые россыпи, как правило, отработаны. Перспективы поисков новых месторождений корунда связаны с коренными месторождениями, поэтому актуальным становится вопрос о перспективе отработки коренных месторождений корунда. Предлагаются различные способы разработки для условий освоения коренных месторождений корунда. Подобные месторождения расположены в сложных горно-геологических,

геомеханических и горнотехнических условиях разработки. Высокое качество, стоимость корундового сырья и преобладающая возможность штольневого вскрытия месторождений способны в определенных обстановках обеспечить высокую прибыльность разработки и минимальные сроки окупаемости капитальных вложений [14, 16, 45, 46]

По сложности горно-геологического строения корундовые месторождения (участки) относятся к 3-й и 4-й группам. Месторождения (участки) довольно трудного геологического строения со средними и мелкими по объемам телами корундосодержащих руд с интенсивно или же чрезвычайно нарушенным залеганием характеризуются резко изменчивой мощностью и сложным внутренним строением либо крайне неравномерным и значительно невыдержанным качеством полезного ископаемого и довольно неравномерным (до прерывисто-гнездового) распределением основных ценных компонентов.

Обстоятельством, усложняющим добычу и механизированную переработку корундовых руд на фабрике или передвижной установке, является труднодоступность многих месторождений. Месторождения корундовых руд очень малы по объему запасов. Добыть корунд в большинстве мест практически невозможно. Это обосновано тем, что минерал располагается крайне тонким слоем между какими-либо разновидностями горных пород. При разработке маломощных коренных месторождений крупные кристаллы драгоценных камней откалывают с использованием простейших орудий: молотка и зубила, кирки, или лома, или пневматических отбойных молотков, а также взрывным способом. Оработку крупных коренных месторождений камнесамоцветного сырья, включая корундовые, производят открытым способом, небольшими карьерами, канавами, шурфами.

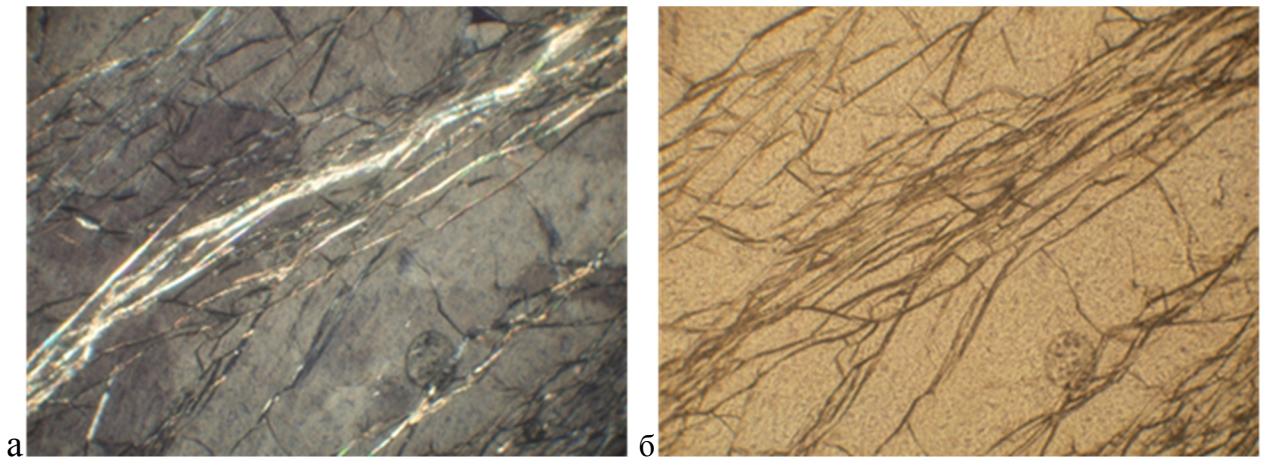
Рудные тела имеют как крутое, так и горизонтальное, пологопадающее и наклонное падение. Мощность рудных тел (зон) весьма изменчива – от 1 до 7 м и более. Месторождения характеризуются разнообразием физико-механических свойств руды и вмещающих пород. Коэффициент крепости их колеблется от 3 до 20 по шкале проф. М. М. Протоdjяконова (Теория крепости..., 1974), а

средний доминирующий коэффициент крепости равен 8–12. Крепость вмещающих пород с удалением от зон оруденения возрастает. Руда и вмещающие породы характеризуются непостоянной устойчивостью.

Важную роль в горной промышленности играет прогнозирование динамических проявлений горного давления. В РФ прогнозированием динамических проявлений горного давления занимаются ведущие научные учреждения, такие как Институт физики Земли имени О. Ю. Шмидта РАН; Физико-технический институт имени А. Ф. Иоффе РАН; Институт проблем комплексного освоения недр РАН; Горный институт Кольского научного центра РАН; Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе; Университет науки и технологий МИСИС; Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»; Институт горного дела имени Н. А. Чинакала СО РАН; Институт горного дела УрО РАН; Горный институт УрО РАН; Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева; Тульский государственный университет; ВНИМИ; ВИОГЕМ. В этих научных учреждениях созданы автоматизированные лабораторные стенды (состоящие из компьютеров, программного обеспечения и систем нагружения) по изучению предвестников динамического проявления горного давления, разработаны различные прогнозные критерии разрушения горных пород.

3.2 Горно-геологическая и горнотехническая характеристика опорных месторождений корундовых руд

В этом подразделе приведены в качестве примеров краткие петрографические характеристики корундов с нескольких месторождений мира, имеющие важное отношение к геотехнологии.



а – с анализатором; б – без анализатора. Ув. 20×
Рисунок 3.5 – Прожилки диаспора в корунде

На рисунке 3.5 показан корунд метаморфогенного класса, образец которого взят в местечке Мансур (Индия), где диаспор в виде включений в корунде распознается по тончайшей поперечно-волокнистой структуре прожилков (шл. 11-1).

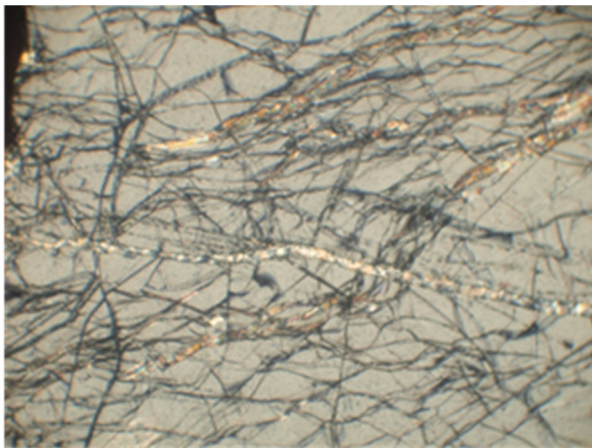


Рисунок 3.6 – Сеть тонких прожилков мусковита в кристалле корунда. Место взятия – Запскор, Кашмир, Индия. С анализатором. Ув. 30×

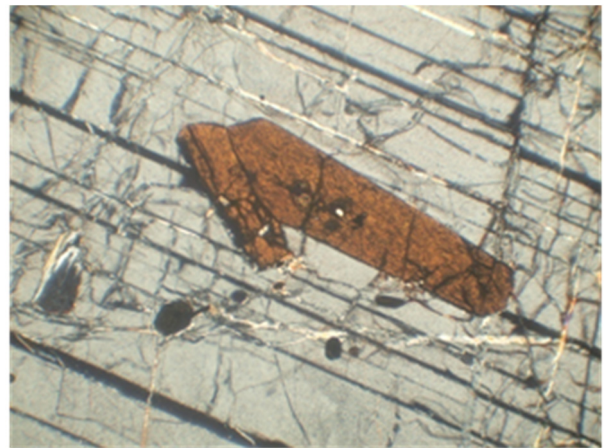


Рисунок 3.7 – Столбчатые кристаллы рутила в сапфире. Место взятия – Петерсит, Индия. С анализатором. Ув. 30×

На рисунке 3.6 иллюстрируется сеть тонких нитевидных прожилков мусковита размером не более 0,1 мм, пронизывающих кристалл корунда (шл. 29-1). Рутил, который присутствует рядом с биотитом, имеет характерную темно-красную окраску. В шл. 33-1 рутил желтовато-коричневый. На рисунке 3.7 показаны идиоморфные кристаллы рутила в корунде. На рисунке 3.8

представлен классический корунд без включений месторождения Winza (Танзания), шл. 29-1.

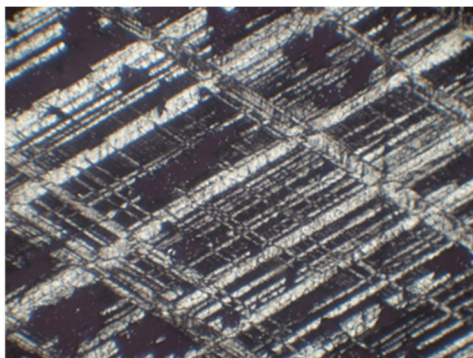


Рисунок 3.8 – Корунд с диагональным двойникованием. С анализатором.
Ув. 30×

Монокристаллический корунд с диагональным двойникованием. Корунд практически чистый. В нем есть небольшое включение альбита с полисинтетическим двойникованием (рисунок 3.9), Ильменские горы, южный Урал, шл. 21.

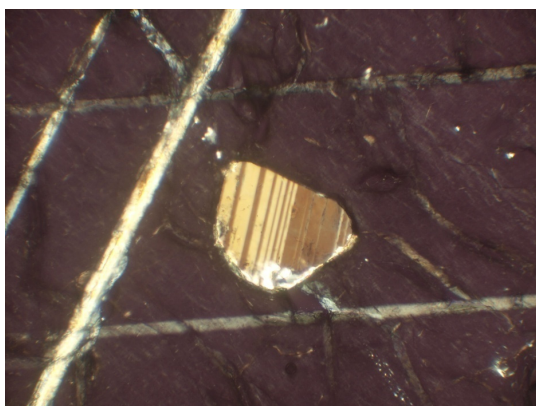


Рисунок 3.9 – Корунд с полисинтетическими двойниками и включением «чистого» альбита.
С анализатором. Ув. 30×

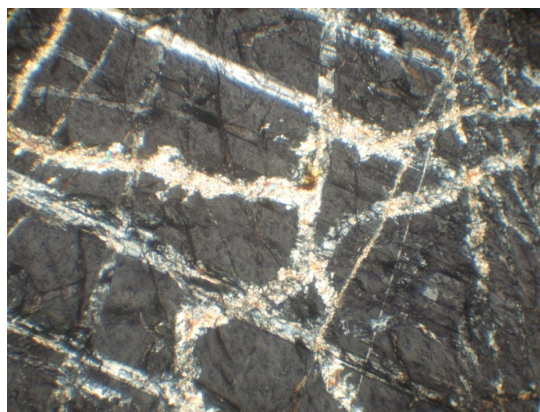


Рисунок 3.10 – Ветвящиеся прожилки мелкочешуйчатого серицита и прямолинейные двойники (тоже с серицитом) внутри корунда. С анализатором. Ув. 30×

В корунде синего цвета с острова Ольхон, оз. Байкал, развита сеть прожилков серицита. Его чешуйки ориентированы произвольно внутри прожилка (рисунок 3.10), шл. 23-1. Серицит в большинстве случаев обладает нормальными для него высокими цветами интерференции. Мелкая чешуйчатость, отсутствие ориентировки говорят о быстром вскрытии и поступлении растворов, а также об отсутствии стадии термостатирования.

Разнообразие коренных типов месторождений корунда иллюстрируется ниже на отдельных примерах известных объектов.

3.2.1 Рубины Могокского района (Мьянма)

Обширная территория Мьянмы (678 тыс. кв. км) включает разные природно-климатические зоны. Могокский рубиноносный район располагается к северо-востоку от Мандалая в высокогорной части государства и занимает площадь в пределах 400 кв. км. Всемирно известный район в Мьянме с древнейших времен является источником драгоценных камней, в первую очередь самого высокосортного карминово-красного рубина цвета «голубиной крови». На протяжении четырех веков здесь добывают лучшие в мире рубины.

Район Могок относится к важному центру мирового рынка рубинов высокого качества. В целом территориально выделены три района с месторождениями драгоценных камней – Могок (Mogok-Kyat-pu-in), Бернард (Bernard Pyaung-gaung) и Он-Дан (On-Dan) [147, 131, 158].

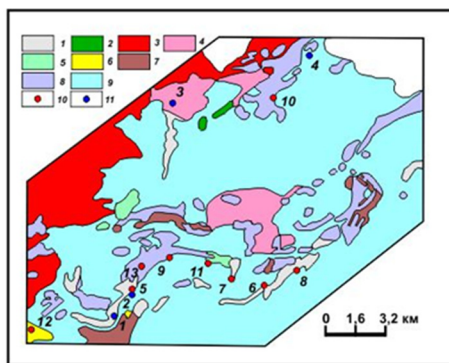


Рисунок 3.11 – Типичный ландшафт в местах проведения горных работ по добыче корундов

В пределах Мьянмы выделяются горная система Ракхайн, или Аракан-Йома, (высота 1500–3000 м) на западе и Шанское нагорье на востоке, имеющие субмеридиональное направление. Разделяет их Центральная низменность (Иравадийская равнина). На севере страны горные системы сближаются и

примыкают к горным сооружениям Тибета; самая высокая вершина (5887 м, г. Кхакаборази) находится на северной границе с Китаем.

К особенностям геологического строения относится то, что месторождение сложено глубоко метаморфизованными архейскими породами (гранатсодержащие гнейсы и кристаллические сланцы с прослоями кондолитов) (рисунок 3.12).



1 – аллювиальные отложения; 2 – основные и ультраосновные породы; 3 – щелочные породы; 4 – граниты формации Кобаинг; 5 – сиениты; 6 – кварциты; 7 – кальцитовые гнейсы; 8 – известняки и кальцифиры; 9 – нерасчлененные кристаллические породы; 10 – месторождения рубина; 11 – месторождения сапфира. Месторождения: 1 – Кятпийн; 2 – Кэтхэ; 3 – Бернардмио; 4 – Кьетнала; 5 – Луда; 6 – Могок; 7 – Ийбу; 8 – Пейскви; 9 – Колан; 10 – Летха Таунг; 11 – Тапанбин; 12 – Гвебин; 13 – Пиаунгбиин

Рисунок 3.12 – Схема геологического строения Могокского района месторождений рубина и сапфира, Мьянма (составитель – автор, 2017, по [147]):

Генезис рубинов связан с региональным метаморфизмом и контактово-метаморфическими процессами. Метаморфизму подвержены породы с повышенным содержанием Al_2O_3 и незначительным количеством Cr_2O_3 (массовая доля Cr_2O_3 составляет 2 %), что способствовало образованию рубинов. В районе Могок рубины встречены в кристаллических мраморах средне-крупнозернистой структуры. Кристаллы рубина имеют преобладающий призматический и бочонковидный габитус и окрашены в ярко-красные тона. Встречаются рубины с астеризмом. Распространенные формы кристаллов представляют собой гексагональные пирамиды, ромбоэдры и базальные пинакоиды. Типичными твердыми включениями являются рутил, шпинель, кальцит и титанит. Рутил встречается в основном в виде ориентированных игл, которые иногда могут развиваться в форме звезды, перьевые включения редки.

Рубиновая минерализация отчетливо приурочена к контакту мраморов с массивами, мелкими телами и дайками гранитов и пегматитов Кабаингского интрузивного комплекса. В периферической зоне сиенитов, контактирующих с мрамором, отмечены сапфиры синеватой окраски. Они обычно встречаются в виде кристаллов столбчатого, бочонковидного и веретенообразного облика. Типичные кристаллические формы представляют собой множественные гексагональные пирамиды и дипирамиды, базальные пинакоиды и гексагональные призмы. Широко распространены жидкие перьевые включения, распространен рутил с шелковистым блеском. С этими рубинами связывается лучший цвет – цвет «голубиной крови», т.е. красный цвет без обычных для многих других рубинов оттенков синего и желтого цветов.

В Могокском районе имеются крупные вторичные элювиально-делювиальные месторождения рубина. Они формируются на закарстованном мраморном плотике. В широких трещинах и карстовых пустотах в мраморах размером более 1 м в поперечнике, наполненных обломочно-глинистым остаточным материалом, содержатся кристаллы рубина. Помимо рубина отмечены шпинель, аметист, хондродит, апатит, авгит и т.д. Видимо, этот тип залежи может быть отработан по геотехнологии открытого типа, что усилит промышленную значимость корундовых руд района Могок.

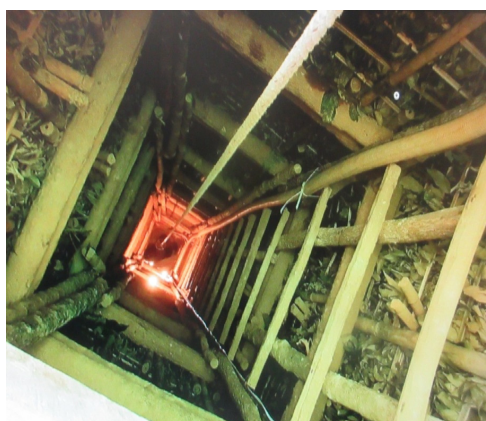


Рисунок 3.13 – Шахта по добыче корунда (Могок)



Рисунок 3.14 – Корунд в мраморе

Анализируя характер разработок корундовых залежей в районе Могок [29], можно определенно заключить о бессистемности ведения работ. В то же

время с учетом горно-геологических особенностей и климатических условий страны, находящейся в тропической зоне, такой комплекс мог бы быть преобразован в эталонный при разработке фундаментального понятия «разобщенное месторождение» с установлением горнотехнических закономерностей для этого типа месторождения. В экономическом отношении суммарный объем корундовой руды в разобщенном месторождении должен обеспечивать полную амортизацию горнодобывающего комплекса, а минимальное промышленное значение при этом должно обеспечить возврат не только эксплуатационных затрат, но и затрат по маневрированию с одной залежи на другую при абсолютно плохих дорожных условиях.

3.2.2 Благородный корунд Шри-Ланки

Докембрийский щит, составляющий основание Деканского плоскогорья Индостана, продолжается в Шри-Ланке. Древнейшим районом добычи благородного корунда является этот остров, где наряду с коренными месторождениями в мраморах и гнейсах вокруг г. Ратнапура на площади около 2000 кв. км находятся богатейшие россыпи рубина и сапфира. Многовековая хищническая эксплуатация, правда, привела к истощению богатых месторождений, но добыча корундов все же продолжается. В текущей обстановке разработка месторождений проводится местными жителями обычными методами: гравийно-галечный материал добывается из небольших месторождений и транспортируется к воде в корзинах, вслед за тем промывается до серого шлиха с последующей ручной отборкой драгоценного материала (рисунок 3.15). Климат на Шри-Ланке субэкваториальный и экваториальный муссонный, сильно усложненный рельефом и общей ориентацией острова с севера на юг.



а – проходка шахты на рисовой плантации (Шри-Ланка); б – добыча из речного русла

Рисунок 3.15 – Пример добычи корундов из россыпей

До настоящего времени сохраняется ритуал, когда добыча начинается после консультации с астрологом о благоприятном моменте начала работ. С течением времени орудия труда шахтеров не претерпели значительных изменений, хотя технический прогресс существует, а именно: электрические генераторы, насосы для откачивания воды, пневматические молотки и т.п. Порода поднимают из шахты в корзинах с помощью веревок и промывают в специальных плетеных корзинах. В этом и заключены основные геотехнологические операции весьма примитивного характера (крепь в шахтах бамбуковая, как и на рудниках Могок).

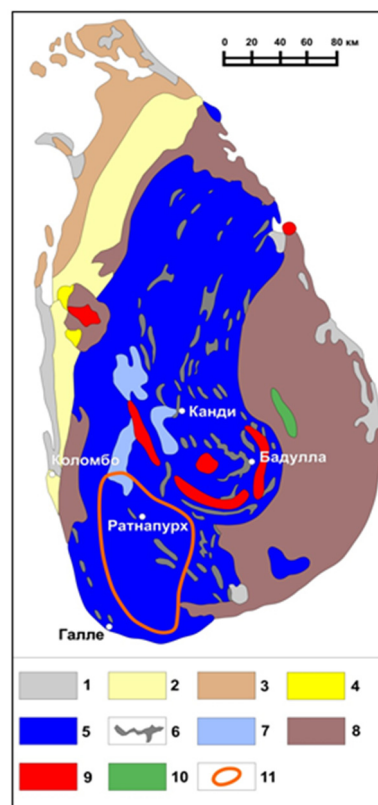
Для этих месторождений характерны разноцветные сапфиры, в том числе голубые цейлонские сапфиры с пятнистым распределением окраски, цвета морской волны, падпарадша, рубины с земляничным оттенком, рубины и сапфиры с эффектом астеризма, сапфиры с александритовым эффектом. Цейлонские сапфиры известны с глубокой древности своим прекрасным качеством и широким диапазоном цветов. В Шри-Ланке произведены на свет самые большие сапфиры в мире [180, 169, 157].

Эта страна является буквально единственным поставщиком на мировой рынок наиболее ценных голубых звездчатых сапфиров. Их добыча производится из многочисленных аллювиальных россыпей месторождений на юго-западе страны в районе г. Ратнапура (рисунок 3.16). К наиболее известным

месторождениям относятся Пелмандулла, Раквана, Эхнелийгода, Багангада и Курувита.

Продуктивный слой залегает на глубине от 1,5 до 15,0 м, иногда до 36 м от дневной поверхности. Сапфир в этом слое практически всегда ассоциирует с другими цветными камнями. Это цветные разновидности обычного корунда, зеленая шпинель, циркон, турмалин, топаз, гранат, берилл, аметист и др. Для данных месторождений характерны многие разновидности сапфира. Здесь найдены голубые и синие камни, в том числе и очень крупных размеров.

Типоморфными особенностями сапфиров Шри-Ланки являются твердые включения различных минералов, а также жидкие и газовой-жидкие включения в виде каналов, сеток, сот и др. Вблизи г. Канди среди кристаллических сланцев и гнейсов гранулитовой и амфиболитовой фации метаморфизма встречаются сапфировые гранулиты. В окрестностях г. Мотара найдены пегматитовые жилы с кристаллами сапфира.



отложения: 1 – современные; 2 – плейстоценовые; 3 – миоценовые; 4 – юрские; серия кондалитовая, архей: 5 – кварц-гранат-силлиманитовые породы; 6 – кальцифиры; серия Виджаян, архей: 7 – чарнокиты и гранатовые гнейсы; 8 – биотитовые гнейсы; 9 – граниты, сиениты; 10 – долериты; 11 – область, наиболее богатая драгоценными камнями

Рисунок 3.16 – Схема геологического строения о. Шри-Ланка (по Fernando L., 1948 [132], с добавлениями автора)

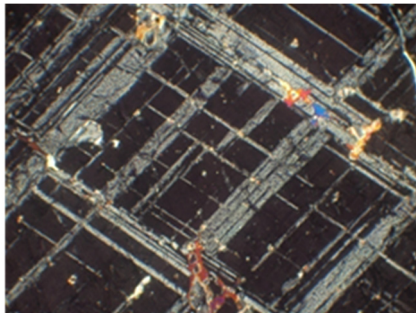


Рисунок 3.17 – Двойники в корунде.
С анализатором. Ув. 30×

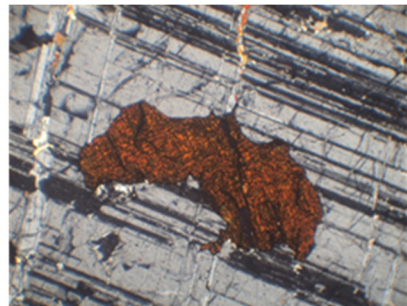


Рисунок 3.18 – Крупный рутил
в корунде.
С анализатором. Ув. 30×

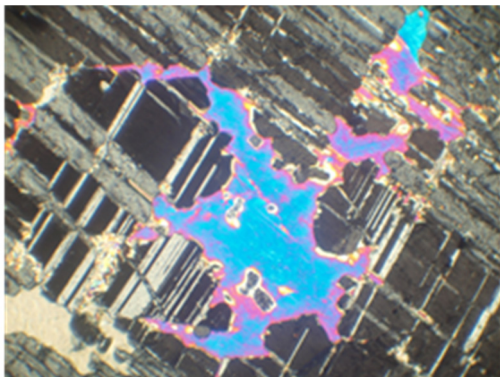


Рисунок 3.19 – Развитие
монокристаллического мусковита по
монокристаллу корунда. С
анализатором. Ув 30×



Рисунок 3.20 – Тройник β_1 -
тридимита внутри корунда. С
анализатором. Ув. 30×

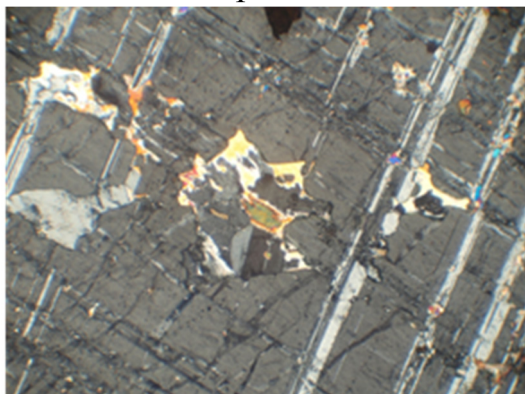


Рисунок 3.21 – Включение альбита
рядом с мелким мусковитом внутри
крупного корунда. С анализатором.
Ув. 30×

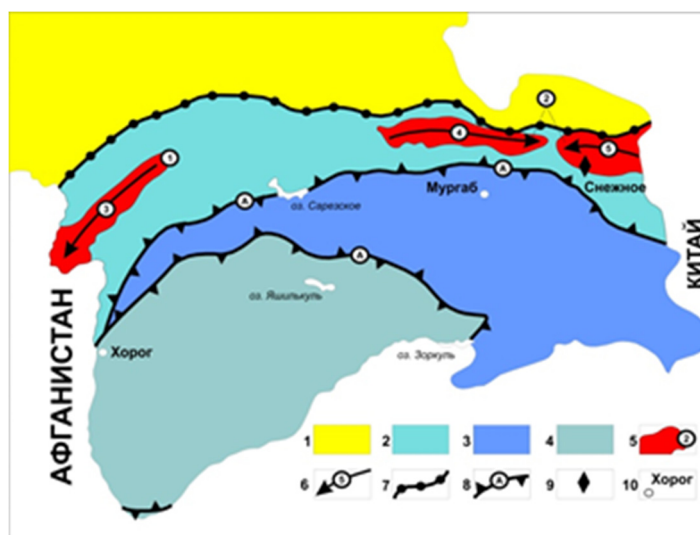


Рисунок 3.22 – Включения
микроклина и пластинок биотита в
корунде. С анализатором

Сапфиры из области Ратнапура отличаются наличием рутилового «шелка», слабой трещиноватостью, наиболее полной кристаллизацией среди всех сапфиров и почти полным отсутствием значительных по размеру газовых и газовой-жидких включений.

3.2.3 Рубины месторождения Снежное (Памир)

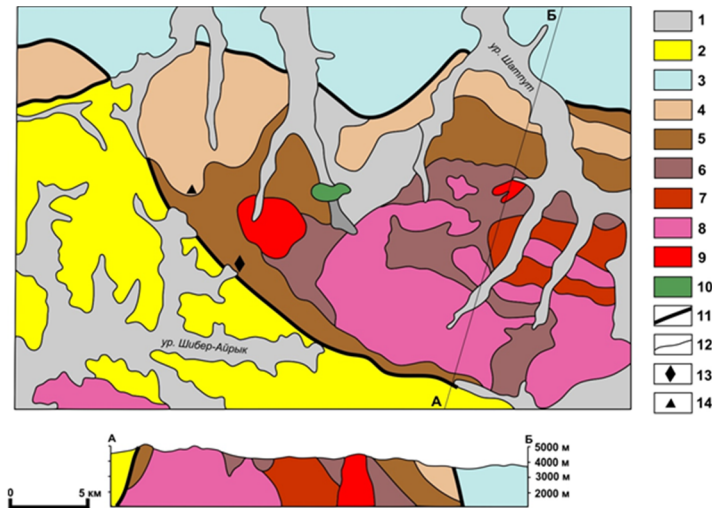
Месторождение рубина Снежное расположено в Мургабском районе Таджикистана. В данном подразделе опускается рассмотрение горных, геомеханических и горнотехнических особенностей условий освоения этого коренного месторождения, так как автор достаточно детально будет рассматривать эти вопросы в дальнейших главах, используя фактические данные по месторождению Снежное. Стратифицированные образования этого месторождения представлены метаморфическими породами палеопротерозоя, рассматриваемыми в качестве верхней части кристаллического фундамента Южного Памира, и отложениями его фанерозойского чехла (рисунок 3.23). Последние слагают практически непрерывный разрез терригенно-вулканогенно-карбонатных пород от кембрия до палеогена.



1 – герцинская Северопамирская складчатая система; 2–4 – тектонические зоны в киммерийской Южнопамирской складчатой системе: 2 – Центральный Памир, 3 – Юго-Восточный Памир, 4 – Юго-Западный Памир; 5 – фундамент Центрального Памира, цифры в кружках (1–2) метаморфические серии: 1 – шипадская, 2 – музскольская; 6 – антиклинории, стрелка указывает направление погружения шарнира: 3 – Ванч-Язгулемский, 4–5 – Музскол-Рангульский: 4 –

Сармыулинская и 5 – Шатпутская; 7 – разломы между складчатыми системами, Ванч-Акбайтальский; 8 – разломы между тектоническими зонами (А, Б): А – Рушальско-Пшартский, Б – Гунт-Аличурский; 9 – месторождение Снежное; 10 – г. Хорог

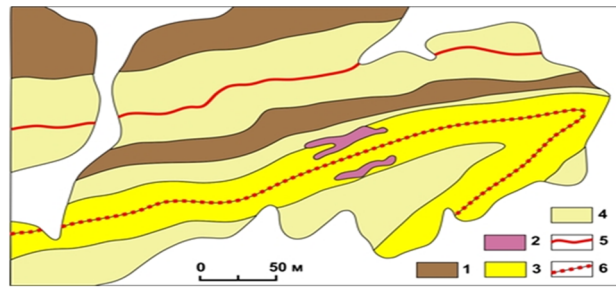
Рисунок 3.23 – Тектоническая схема Памира (Бархатов, 1963 [23]; с дополнениями автора)



1 – (QIII+IV) рыхлые отложения; 2 – MZ (T-J) группа: известняки, мергели, сланцы, песчаники, конгломераты; 3 – PZ (C-P) группа: сланцы, песчаники, кварциты, известняки, мраморизованные известняки, мраморы; 4–7 – музкольская метаморфическая серия (Pr1), свиты: 4 – бурулюкская; 5 – сарыджилгинская; 6 – белеутинская; 7 – сарыджилгинская; 8–10 – интрузивные комплексы: 8 – шатпутский (P) гранитный; 9 – зорбурулюкский (Pr); 10 – кукуртский пироксенит-габбровый; 11 – глубинные разломы; 12 – контуры геологических тел; 13 – месторождение Снежное; 14 – самая высокая вершина, гора Тау, 5053,3 м

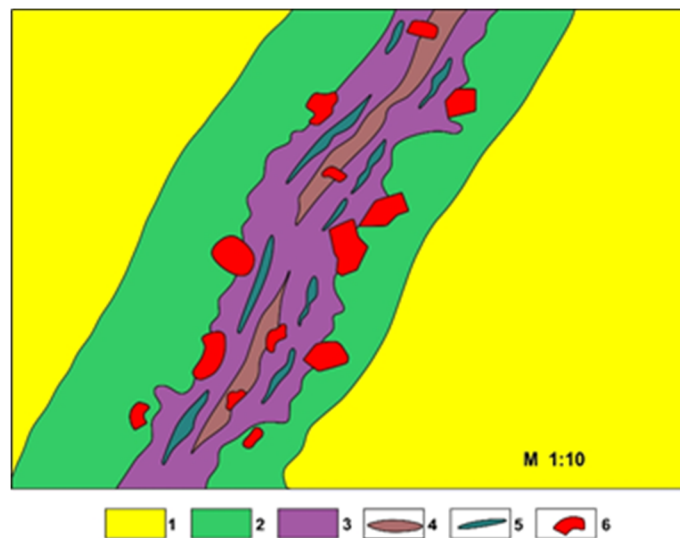
Рисунок 3.24 – Обзорная геологическая карта района работ, составлена на основе карты J-43-XV масштаба 1:200 000 (Мельник, 1964 г.)

Месторождение локализовано в кальцитовых мраморах сарыджилгинской метаморфической серии. На этом участке в разрезе свиты закартировано пять пачек мраморов мощностью от 150–180 до 250–300 м. В целом зона имеет форму вытянутой по простиранию четко видной залежи, в которой неравномерно чередуются раздувы с пережимами (рисунок 3.25).



1 – кристаллические сланцы; 2 – пегматиты; 3–4 – мраморы: 3 – кальцитовые, 4 – доломитовые; 5–6 рубиноносные продуктивные зоны: 5 – Верхняя, 6 – Нижняя
 Рисунок 3.25 – Геологический план месторождения Снежное (составлен автором с использованием материалов Э. А. Дмитриева [40])

Рубин в продуктивной зоне ассоциирует со слюдами: ярко-зеленым фукситом, бесцветным мусковитом (серицитом), светло-коричневым флогопитом, суммарное количество которых колеблется в широких пределах – до 70 % объема зоны (рисунок 3.26). Кроме слюд породообразующими минералами зоны являются скаполит, плагиоклаз, графит и более редкие: рутил, титанит, пирит, турмалин.[10]



1 – слабо лимонитизированные мраморы; 2 – мраморы с фукситом, пиритом, рубином; 3 – тонкочешуйчатый флогопит и фуксит с пиритом; 4 – каолиноподобная глина с мелкими чешуйками слюды; 5 – прожилки сплошного фуксита; 6 – рубин

Рисунок 3.26 – Фрагмент продуктивной зоны в карьере 2, месторождение Снежное, по материалам экспедиции «Памиркварцсамоцветы». Характер подстилающей и перекрывающей залежь поверхности напластования

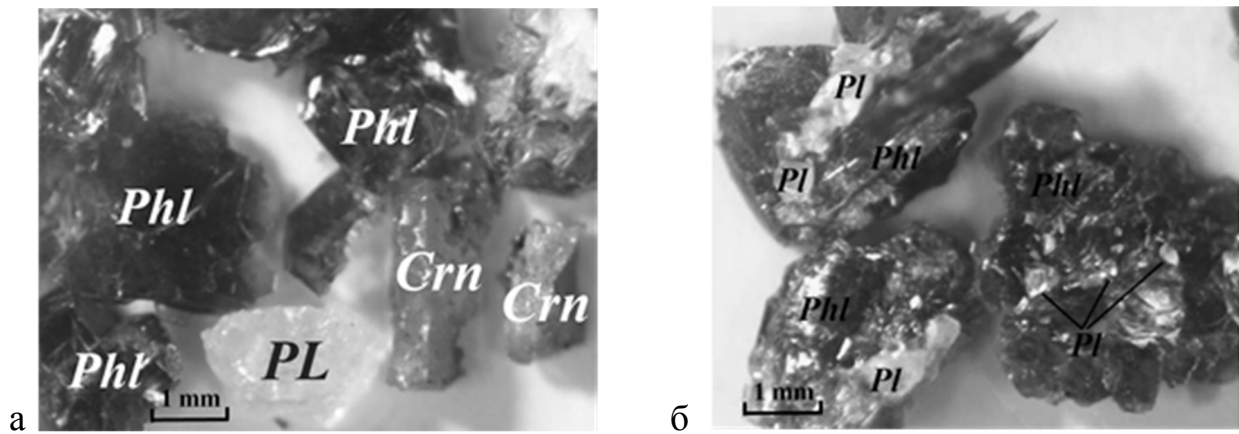
Промышленная минерализация рубиноносной зоны месторождения Снежное располагается согласно напластованию мраморов и прослежена по

простирацию на 290 м и по падению на 30 м (рисунок 3.27). Среднее содержание рубина в руде – 9,73 %. Рубин не образует крупных скоплений и распространен крайне неравномерно, размеры его экземпляров колеблются от 0,1 до 5,0 см, в среднем составляя 0,2–0,5 см. Встречаются и более крупные кристаллы. Мелкие кристаллы размером до 0,7 см иногда обладают прозрачностью. [9]



Рисунок 3.27 – Карьер на месторождении Снежное (слева видна поверхность напластования, контролирующая размещение Верхней продуктивной зоны).
Фото автора

Минерализованные зоны сложены мелкочешуйчатым желто-коричневым флогопитом, фукситом, хромфлогопитом, клиногумитом, шпинелью, хромдиопсидом, хлоритоидом, паргаситом, белой глиной. В незначительных количествах присутствуют корунд, ильменит, рутил, пирит, пирротин, графит, турмалин. Мощность рубиноносных слюдитовых залежей широко варьирует от 0,00 до 1,00 м. Они представлены рубином, флогопитом, фукситом, мусковитом, плагиоклазом, скаполитом, сфеном (рутилом) и кальцитом [97]. В образцах кальцитового мрамора и слюдита месторождения Снежное изучены морфология и состав как породообразующих минералов, так и включений в корунде и шпинели (рисунок 3.28).



а, б – породообразующие минералы слюдитов (фото МБС-9) (фото СЭМ VEGAИЛМУ); Phl – флогопит; Pl – плагиоклаз; Crn – корунд
Рисунок 3.28 – Морфология зерен породообразующих минералов месторождения Снежное

Количество корунда-сырца, извлекаемого из одного «гнезда» (раздува зоны), колеблется от 20 г до 50 кг. Выход кондиционного (ювелирного и кабошонного) материала из корунда-сырца – от 0 до 10 %, в среднем 0,9 %. Ценность месторождения значительно повышает коллекционный материал, представленный крупными кристаллами и друзами кристаллов ярко-красного корунда (рисунок 3.29).



Рисунок 3.29 – Друза кристаллов рубина, белое – кальцит. Длинная ось кристалла располагается вдоль поверхности напластования (мономинеральный тип рубина).
Фрагмент слюдитовой залежи с кристаллами неориентированного рубина оценочной стоимостью около 5 млн фунтов стерлингов

Потенциальные запасы рубина в недрах месторождения Снежное делают его приоритетным объектом добычи крупнейших рубинов в данном регионе.

3.2.4 Рубины проявления Рай-Из (Полярный Урал)

Рай-Из – горный массив, с которого начинается южная часть Полярного Урала (рисунок 3.30).

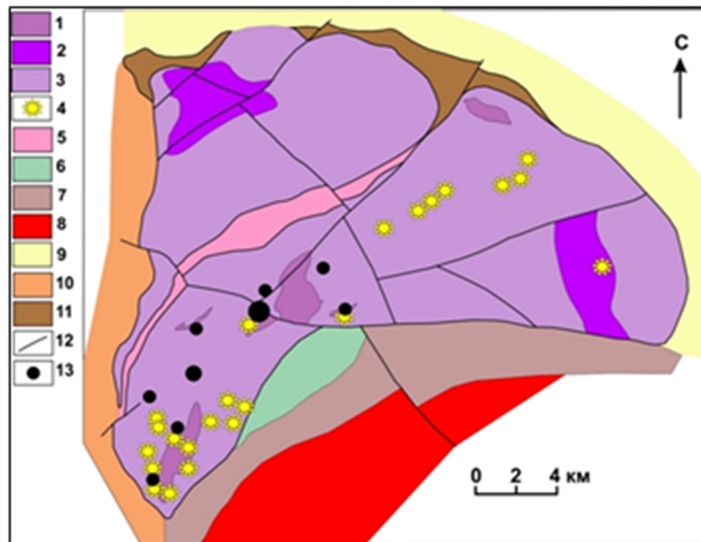


Рисунок 3.30 – Горный ландшафт, массив Рай-Из
(<https://uraloved.ru/mesta/sever-urala/massiv-raj-iz>)

На Полярном Урале в 1975–1978 гг. разрабатывалось месторождение рубина Макар-Рузь в дайке плагиоклазитов в дунитовом массиве Рай-Из. Здесь же описаны скопления рубина в слюдитовых жилах и слюдитовых зонах плагиоклазитов в гипербазитах [48, 55, 113]. В эндоконтакте массива отмечаются интрузивные породы более поздних габбро-плагио-гранитной и диорит-гранодиоритовой магматических формаций, а в экзоконтакте широко распространены осадочно-вулканогенные образования, испытавшие региональный метаморфизм амфиболитовой фации. По сведениям С. В. Щербаковой [112], выделяются два типа пространственно разобщенных рубинсодержащих тел: плагиоклаз-рубиновых и слюдит-рубиновых. Плагиоклаз-рубиновые тела развиты в южном эндоконтакте массива, в основании дунитового

горизонта, где распространены линзы гигантозернистых дунитов и шлиры хромита. Плагиноклазитовые тела с рубином локализуются в узлах пересечения тектонических трещин меридионального и северо-восточного простирания. Длина тел – 30 м, мощность – 20–22 м, падение – под углом 50–85°. Характерная особенность этих тел – их симметрично-зональное строение. В центре выделяется плагиноклазитовое ядро (мощность – 1,5–2,5 м), которое окружено слюдяной зоной с рубин-флогопитовой подзоной и реликтовыми участками плагиноклазита; вслед за тем следует амфиболовая зона с реликтами габброидной породы. Плагиноклазит-рубиновые тела от вмещающих дунитов отделяются хлорит-тальковой, карбонатно-тальк-серпентиновой и серпентиновой подзонами (рисунок 3.31).

Для плагиноклазитового ядра плагиноклазит-рубинсодержащих тел характерно присутствие плагиноклазов разной основности. Кроме того, рассматриваемые тела характеризуются щелочным составом амфибола (приближается к хромсодержащему паргаситу), образующего амфиболовую зону.



1–3 – райизско-войкарский дунит-гарцбургитовый комплекс: 1 – дуниты, 2 – гарцбургиты, 3 – нерасчлененный дунит-гарцбургитовый комплекс; 4 – внемасштабные тела плагиноклазитов; 5 – центральная зона метаморфизма; 6 – полосчатость и направление ее падения; 7–8 – кэршорский дунит-верлит-клинопироксенит-габбровый комплекс: 7 – нерасчлененные дуниты, верлиты, клинопироксениты, 8 – габбро; 9 – плагинограниты и тоналиты собского комплекса; 10 – филлитовидные сланцы нижнего палеозоя (орангская свита); 11 – кристаллические сланцы и гнейсы хараматалоуского комплекса; 12 – зоны серпентинитового меланжа; 13 – месторождения и рудопроявления хромитов

Рисунок 3.31 – Схематическая геологическая карта массива Рай-Из (по (Щербакова, Сутурин, 1990 [112]) с использованием материалов геологической съемки А. П. Прямоносова, 2001 г.). Адаптированный вариант с использованием цветовой гаммы представлен в (Барнов, 2017 [18])

Слюдит-рубиновые жилы сосредоточены в юго-западном контакте массива Рай-Из, в зоне интенсивной энстатитизации гипербазитов и развития хлоритовых и актинолит-тальковых жил. Они локализуются в местах пересечения субширотных и северо-восточных тектонических трещин.

Кристаллы темно-красного цвета, пластинчатые или бочонковидные, размер кристаллов – 1–15 см в поперечнике. Рубин полупрозрачен, переполнен тонкими включениями хромшпинелидов, плагиоклаза и слюды и пригоден только для использования в качестве коллекционного материала. Бездефектные, но мелкие кристаллы рубина наблюдаются в слюдит-рубиновых жилах.

Плагиоклазиты и слюдиты с благородным корундом в гипербазитах, по сведениям С. В. Щербаковой [112], являются продуктом метасоматической деанортитизации жил лейкократовых габброидов и анортозитом. Избыток глинозема в данном случае объясняется замещением основного плагиоклаза более кислым олигоклазом.

3.2.5 Рубины месторождения Незаметнинское (Хабаровский край)

Рубины месторождения Незаметнинское относятся к полигенным минералам. Они кристаллизовались как непосредственно из магматического расплава, так и в результате процессов метаморфизма и метасоматоза [149, 86]. Данный факт стал основной причиной включения этого отечественного месторождения в наше исследование.

Целенаправленные работы по поиску камнесамоцветов на площади этого месторождения и его окрестностей начали проводить с конца 1980-х гг., после сообщения геолога прииска «Приморский» И. Ф. Федчина о находках в золотоносных песках аллювия р. Кедровки сапфиров и цирконов (гиацинтов). Незаметнинское коренное и россыпное месторождения золото-вольфрам-

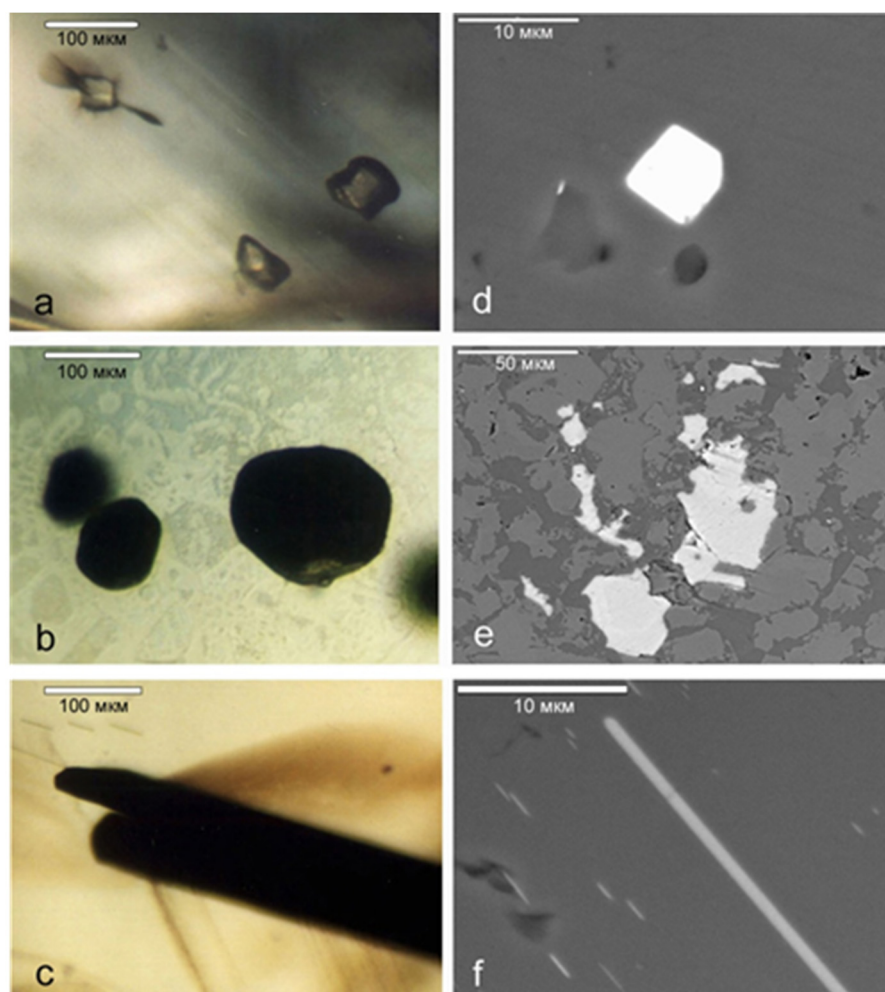
оловянного оруденения с благородными корундом и цирконом административно расположены в Красноармейском районе Приморского края, а с геологической позиции – в пределах Самаркинской аккреционной призмы Сихотэ-Алиня [86]. На этой территории развиты главным образом гранитоиды маревского интрузивного комплекса. Все породы, исключая неогеновые базальтоиды и долериты, подвергнуты метасоматическим изменениям.

Корунды представлены в разной степени окатанными кристаллами и их обломками размером до 20 мм. Кристаллы имеют веретенообразный, боченковидный, пластинчатый и таблитчатый вид. Часто деформированы и корродированы. [86] Излом неровный, иногда ступенчатый. Цвет фиолетовато-синий, серовато-синий, синий, голубой, зеленовато-синий, сине-зеленый, зеленый, желтовато-зеленый, серовато-зеленый, пурпурный, коричневый, зеленовато-коричневый, жемчужно-серый. Окраска часто зональная, пятнистая. У некоторых корундов наблюдается сильный плеохроизм. Для коричневых, зеленовато-коричневых и жемчужно-серых корундов характерна «шелковистость», вызванная включениями игл рутила, встречаются кристаллы с эффектом астеризма [84].

В кристаллах корунда сохраняются сингенетичные включения (рисунок 3.32). Они считаются надежными реперами химизма среды и РТ-условий роста монокристаллов корунда в природе. Выделены среди них три группы: минеральные, расплавные и газово-жидкие. Сингенетичность этих включений подтверждается присутствием индукционных поверхностей, угнетенностью форм минеральных индивидов, эпитаксиальным характером срастания с корундом-хозяином, а также особенностями расположения в кристаллах [86].

Из литературных данных известно, что граносиенитовые магмы на данном объекте определяются как источник корундов [84, 86]. Подавляющая масса гранитоидов представлена нормальными лейкогранитами, калиево-натровыми, крайне и весьма высокоглиноземистыми, которые содержат акцессорные корунд и циркон. Присутствие среди незаметнинских гранитоидов высокоглиноземистых разновидностей, обнаружение в них и связанных с ними метасоматитах

акцессорного корунда является ярким доказательством того, что эти породы относятся к коренным источникам корунда. Определяющими факторами для образования корунда становятся процессы ощелачивания магмы [109, 86].

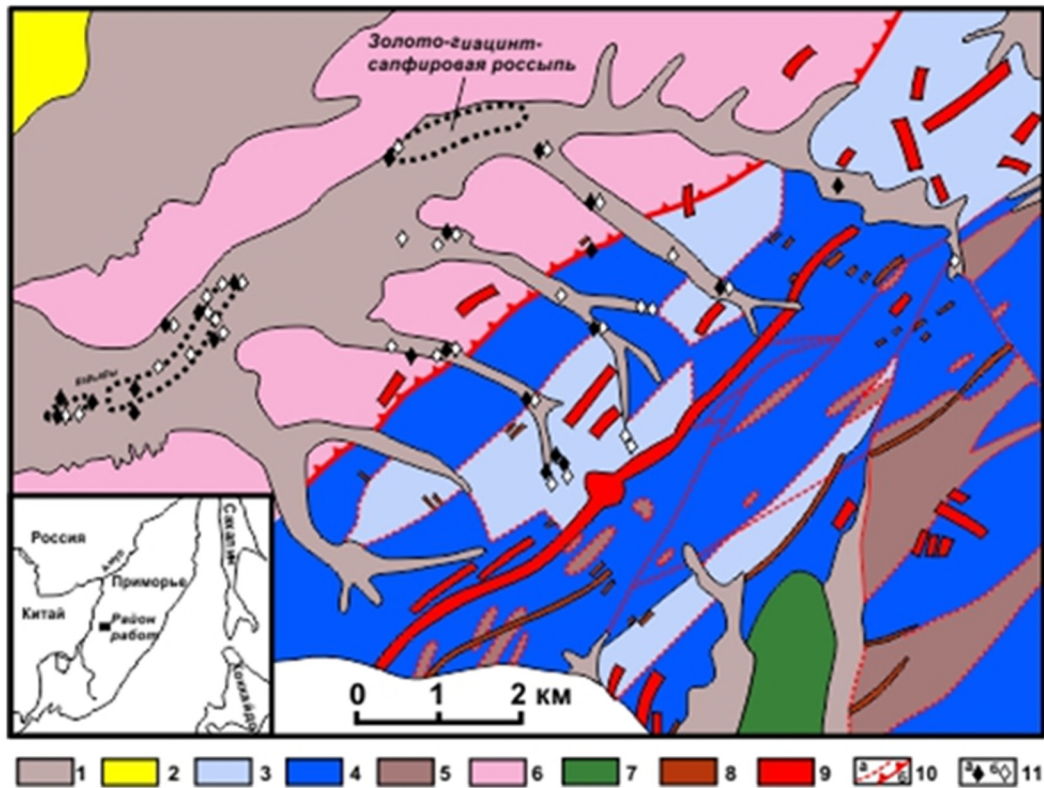


а – альбит; б – цинксодержащий герцинит; с – колумбит; д – циркон; е – флюорит; ф – рутил (фото Э. Г. Одариченко (Одариченко, 2004))

Рисунок 3.32 – Сингенетичные минеральные включения в корунде (а, б, с – в проходящем свете; д, е, ф – в отраженных электронах)

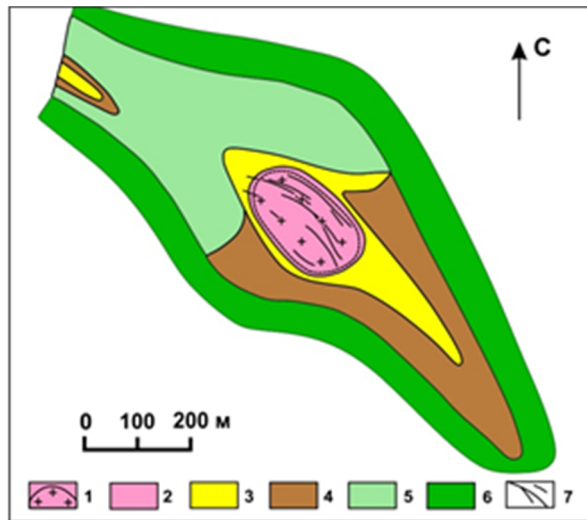
Минеральный парагенезис сингенетичных включений в незаметнинских корундах (рутил, альбит, цинксодержащий герцинит, колумбит, циркон, флюорит и монацит) соответствует гранитоидному парагенезису стадии метасоматических преобразований, при этом среди минеральных включений в корундах минералы базальтового парагенезиса не обнаружены. Кристаллизация корунда происходила в интервале температур 780–820 °С и давлений 1,7–3,0 кбар [84]. Присутствие высокоглиноземистых разностей среди гранитоидов Незаметнинского штока,

обнаружение в них и связанных с ними метасоматитах акцессорного корунда позволяет рассматривать эти породы в качестве основного коренного источника корунда [103].



1 – четвертичные и современные отложения; 2 – неогеновые конгломераты, песчаники, глины; 3 – средне-верхнеюрские турбидиты; 4 – верхнеюрские алевролиты и песчаники; 5 – триасовые плитчатые кремни, кремнисто-глинистые породы; 6 – верхнепермские песчаники, аргиллиты, алевролиты (аллохтон); 7 – неогеновые базальты; 8 – позднеюрские диориты, габбродиориты, габбро, спессартиты, долериты, базальты); 9 – выходы тел раннемеловых гранитоидов; 10 – разрывные нарушения: а – разломы; б – надвиги; 11 – находки в россыпи: а – корунда; б – циркона

Рисунок 3.33 – Схематическая геологическая карта бассейна р. Кедровки, Приморский край (по (Одариченко и др., 2004) [83])



1 – контур штока гранит-порфиров; 2 – грейзены (кварц-серицит-мусковитовые и кварц-мусковитовые породы); 3–4 осветленные породы: 3 – кварц-серицитовые и кварц-серицит-альбитовые, 4 – кварц-альбитовые; 5 – пропилиты (кварц-альбит-эпидот-актинолитовые породы); 6 – биотитовые роговики; 7 – кварцево-рудные жилы

Рисунок 3.34 – Схема метасоматической зональности Незаметнинского месторождения (по материалам Э. Г. Одариченко (Одариченко и др., 2004) [83]):

3.2.6 Рубины Хитострова (северная Карелия)

Месторождение Хитострова наиболее продуктивное из проявлений корунда Карелии (Варацкое, Дядина гора и др.), содержит до 5–7 % коллекционных кристаллов корунда. Ресурсы коллекционного сырья на месторождении Хитострова подсчитаны на глубину 2 м, проведена его пробная отработка. Запасы корунда по категории С₂ оценены в 35,8 т (Минерально-сырьевая база..., 2006). Основная масса с мелкими кристаллами корунда и граната в процессе геологического изучения не оценивалась.

Ландшафт острова представляет собой благоприятное место для ведения открытых маломасштабных горных работ, связанных с добычей корундов (рисунок 3.35).

На месторождении Хитостров корундовая минерализация приурочена к ставролит-гранат-биотит-роговообманковым гнейсам, которые подстилаются гранат-биотитовыми и кианит-гранат-биотитовыми гнейсами и перекрываются гранатовыми амфиболитами (рисунок 3.36). Наибольшие концентрации корунда

отмечаются возле прослоев, секущих прожилков и жил существенно плагиоклазового состава. Участки сосредоточения корунда или же корундоносные зоны имеют длину по простиранию от 15 до 60 м при мощности от 5 до 20 м. Такие зоны ограничены разломами и выделяются в рельефе приподнятыми блоками высотой до 5 м. Корунд локализуется преимущественно в гнейсах на контакте с плагиоклазитами и реже в самих плагиоклазитах [19]



Рисунок 3.35 – Береговые невысокие скалистые откосы (месторождение Хитострова)

Корунд распределен в породе неравномерно, крупные кристаллы представлены хорошо ограненными и идиоморфными с четко выраженными гранями пинакоида (1001) и гексагональной призмы (1011), средний размер крупных кристаллов корунда – 1,3 см в длину, отдельные кристаллы достигают 4,2 см. Более мелкие кристаллы представлены изометричными зернами размером $0,46 \times 0,93$; $0,77 \times 0,82$; $0,34 \times 1,15$; $0,24 \times 0,23$ мм. Облик кристаллов столбчатый, удлиненный по оси L_3 , реже бочковидный или таблитчатый. Цвет корунда от серовато-розового, бледно-розового до ярко-розового, фиолетово-розового и вишневого. Прозрачные экземпляры отсутствуют из-за наличия газово-жидких включений, минеральных включений и мелкой трещиноватости (отдельности), развитой параллельно грани ромбоэдра. Присутствуют и более мелкие (1–3 мм) кристаллы корунда. Содержание корунда по шлифам колеблется от 0,1 до 5–7 %.



1 – рыхлые отложения; 2–5 – гнейсы: 2 – биотитовые, 3 – инъекционные корунд-ставролит-гранат-биотит-амфиболовые, 4 – гранат-биотитовые, 5 – кианит-гранат-биотитовые; 6 – амфиболиты; 7 – кварц-полевошпатовые жилы и плагиоклазиты; 8 – корундоносные зоны; 9 – тектонические нарушения

Рисунок 3.36 – Схема геологического строения проявления корунда Хитостров (по Ю. О. Липовскому (Киевленко и др., 1987)[59]). Цветовое изображение представлено автором

Породообразующие минералы представлены плагиоклазом № 26-20, содержание которого колеблется в широких пределах – от 0–5 % в меланократовых породах до 90–95 % в плагиоклазитах (рисунок 3.37, а, б). Зерна ставролита ромбической и округлой формы от светло-желтого до насыщенного желтого цвета, размеры – от 0,1×0,7 до 5,2×4,4 мм. Практически все зерна ставролита трещиноваты и содержат включения плагиоклаза и акцессорных рутила, циркона, алланита. Гранат наблюдается в виде сильно трещиноватых изометричных зерен размером от 0,2–0,3 до 4–5 мм. Зерна амфибола размером от 0,16×0,22 до 1,6×2,8 мм. Биотит присутствует в виде разноориентированных лейст со значительной хлоритизацией.

Монокристаллический корунд (рисунок 3.37) содержит вторичные кианит и мусковит (шлиф 13-1). Включения отличаются от корунда меньшим рельефом и хорошей спайностью.

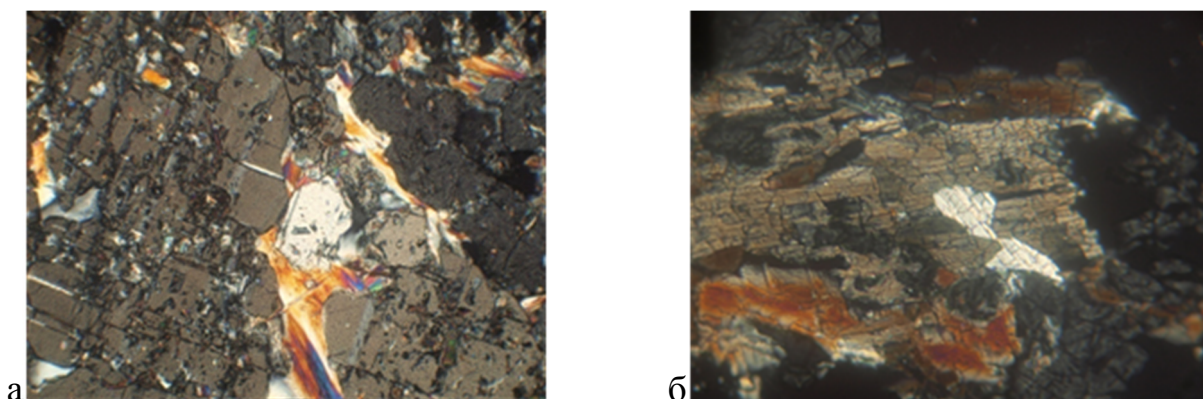


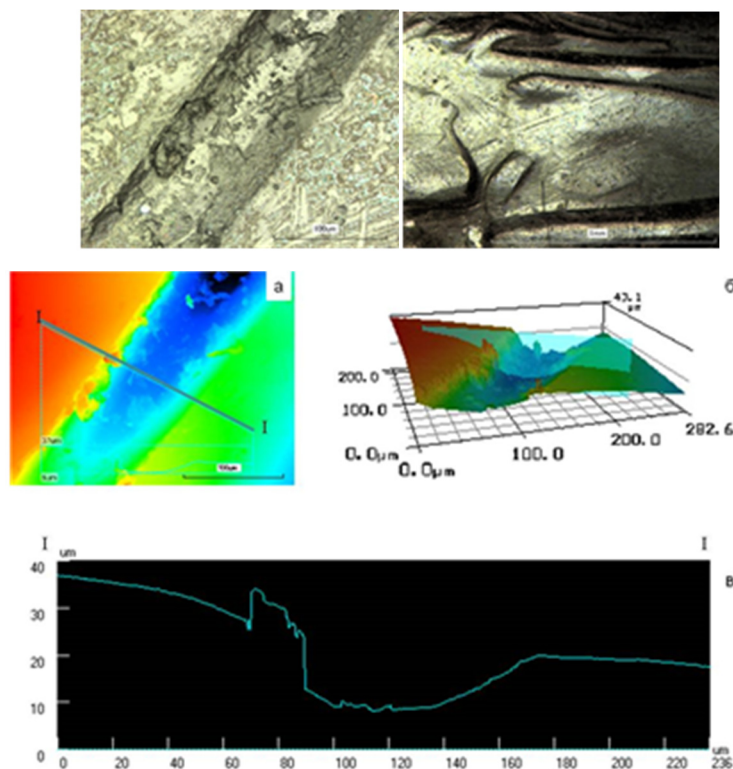
Рисунок 3.37 – Агрегат мусковита внутри корунда (а), тонкие белые полоски – трещины отдельности (с анализатором, ув. 30×); корунд с динамическим двойникованием (б) (с анализатором, ув. ~200×)

Главный вторичный минерал мусковит образует различные по размерам пластинки и гнезда. На рисунке 3.37 видны разные по форме агрегаты позднего мусковита. Размер гнезд мусковита достигает 3 мм. Внутри некоторых гнезд мусковита встречаются зерна рутила размером до 0,2 мм. Иногда это отдельные гнезда (до 1 мм), состоящие из множества мелких зерен рутила. Замещение корунда мусковитом проходит в щелочных условиях при высокой активности калия.

Корунд содержит большое количество мелких трещин. Возможно, поэтому шлиф растащен (рисунок 3.37, б). В корунде есть участки двойников с разной ориентировкой швов. По-видимому, это динамические (динамогенные), трансляционные двойники. Швы двойникования ориентированы под разными углами. Деформации, предполагается, осуществились в условиях химического равновесия со средой проявлением катаклаза.

Подавляющее число кристаллов хитостровского корунда содержит минеральные включения, представленные главным образом гранатом, плагиоклазом, рутилом, ильменитом, цирконом. По трещинкам наблюдаются слюдистые включения и агрегаты гидрооксидов алюминия – диаспор.

Изучение поверхности кристаллов корунда, «загрязненного» минеральными включениями, проведено на лазерном микроскопе Color 3D VK-9710K. Анализ характера включений показал, что ширина характерных слоев с диаспором может достигать 100 мкм при их глубине 20–30 мкм (рисунок 3.38).



а – поверхность зерна с включением диаспора; I–I – линия профиля; б – 3D-изображение; в – профиль поверхности корунда по линии I–I. Изображение лазерного микроскопа Color 3D VK-9710K

Рисунок 3.38 – Морфология поверхности зерна корунда:

Основная масса корунда Хитострова представлена призматическими кристаллами длиной 1–5 см и толщиной 0,5–3,0 см. Цвет его розовый различных оттенков, малиновый, фиолетовый. Заметно выражен дихроизм с изменением окраски от серовато-розовой до ярко-розовой и малиновой.

В основном корунд непрозрачен, чистые просвечивающие разности очень редки. Наиболее декоративны образцы, где кристаллы корунда заключены в белой массе плагиоклазита.

Мультиэлементное картирование и анализ вариаций химического состава отдельных минералов выполнялись на сканирующем электронном микроскопе

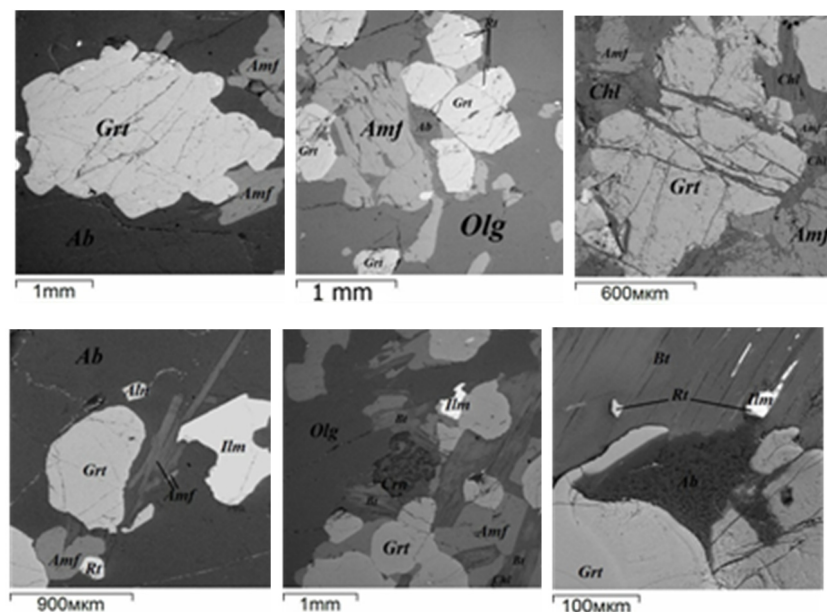
VEGA II LSH (Tescan) с энергодисперсионным микроанализатором INCA Energy 350 (Oxford instruments) (ИГ КарНЦ РАН).

Вариации состава породообразующих минералов корундосодержащих гнейсов (таблица 3.1) рассчитаны по данным анализов на электронном сканирующем микроскопе с энергодисперсионной приставкой Tescan. Гранат с кристаллохимической формулой $(\text{Ca}_{0.3}\text{Fe}_{1.77}\text{Mg}_{0.96})_3\text{Al}_{2.04}\text{Si}_{3.00}\text{O}_{12}$ соответствуетgrossуляр-пироп-альмандиновому составу. Плагиоклаз представлен изоморфной смесью олигоклазового состава. Биотит характеризуется повышенным содержанием магния (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Вариации состава породообразующих минералов корундосодержащих гнейсов

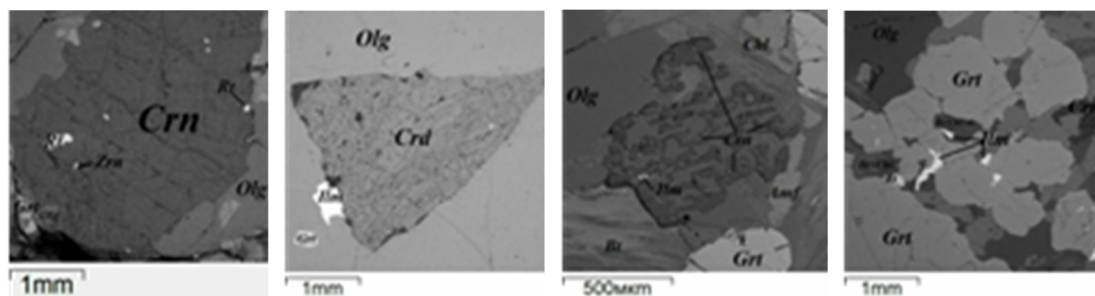
Спектр	Содержание оксидов, %						
	Na ₂ O		Na ₂ O		Na ₂ O		Na ₂ O
Корунд		Корунд		Корунд		Корунд	
Диаспор		Диаспор		Диаспор		Диаспор	
Гранат		Гранат		Гранат		Гранат	
Плагиоклаз (олигоклаз)	7,20– 9,08	Плагиоклаз (олигоклаз)	7,20– 9,08	Плагиоклаз (олигоклаз)	7,20– 9,08	Плагиоклаз (олигоклаз)	7,20– 9,08
Амфибол	2,85– 3,31	Амфибол	2,85– 3,31	Амфибол	2,85– 3,31	Амфибол	2,85– 3,31
Биотит		Биотит		Биотит		Биотит	

Морфоструктурные особенности корунд-гранат-амфиболовых гнейсов месторождения, морфология корундов и реакционные взаимоотношения высокоглиноземистых минералов корунд-гранат-амфиболовых гнейсов месторождения Хитостров показаны на рисунках 3.39–3.41.



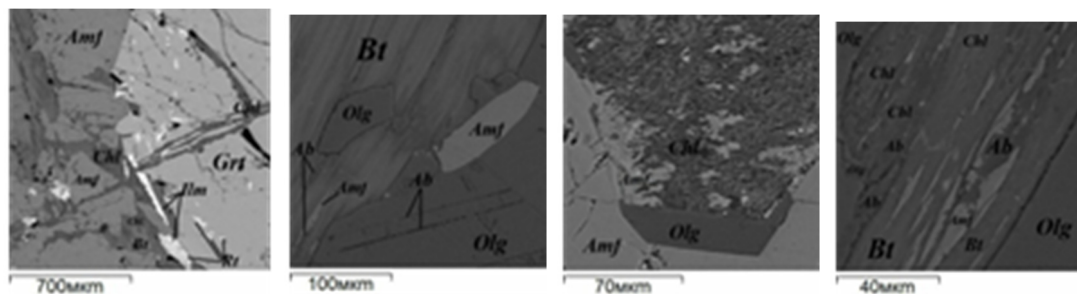
Grt – гранат; Ab – альбит; Olg – олигоклаз; Amf – амфибол; Chl – хлорит; Ilm – ильменит; Rt – рутил; Zrn – циркон; Dsp – диаспор

Рисунок 3.39 – Морфоструктурные особенности корунд-гранат-амфиболовых гнейсов месторождения Хитостров. Фото СЭМ VEGA II LMU



Crn – корунд; Olg – олигоклаз; Ab – альбит; Grt – гранат; Bt – биотит; Chl – хлорит; Amf – амфибол; Ilm – ильменит; Rt – рутил; Zrn – циркон; Dsp – диаспор

Рисунок 3.40 – Морфология корунда в гнейсах месторождения Хитостров. Фото СЭМ VEGA II LMU



Olg – олигоклаз; Ab – альбит; Bt – биотит; Amf – амфибол; Chl – хлорит

Рисунок 3.41 – Реакционные взаимоотношения высокоглиноземистых минералов корунд-гранат-амфиболовых гнейсов месторождения Хитостров. Фото СЭМ VEGA II LMU

Выводы по главе 3

На примере горно-геологических характеристик ряда месторождений установлены минералого-геохимические особенности корундов коренных месторождений на основе применения современных методов исследований. Все это имеет важное отношение к геотехнологии. Геотехнология разработки месторождения связана прямой зависимостью с его горно-геологическими особенностями. Современное состояние определяет разработку новых подходов к добыче корундов из коренных пород в открытых или подземных выработках в зависимости от рельефа местности и многих других обстоятельств.

На практике добыча коренных корундовых руд сталкивается с анизотропными (двупреломление, свет рассеивается внутри кристалла) инженерно-геологическими сложностями. Эти особенности зависят от состава, трещиноватости, тектонической нарушенности, текстурных и структурных особенностей пород. Важную роль для разработки коренных корундовых месторождений играет прогнозирование динамических проявлений горного давления.

Полученный материал подтверждает, что полигенные (глубоководные) корундообразующие комплексы должны использоваться в промышленной классификации месторождений твердых полезных ископаемых как новый класс индустриального сырья группы «корунд».

Глава 4 Технология разработки коренных месторождений корунда

4.1 Анализ особенностей существующих систем разработки и технологических приемов при разработке коренных месторождений корунда

В настоящее время по горно-геологическим, геомеханическим и горнотехническим особенностям условий освоения коренные месторождения корунда, расположенные, как правило, в высокогорных районах, не являются привлекательными объектами для инвестиций.

В то же время высокое качество, стоимость сырья и преобладающая возможность штольнего вскрытия месторождений должны были обеспечить высокую прибыльность разработки и минимальные сроки окупаемости капитальных вложений. Вопрос заключается в том, что в районах расположения месторождений на большой высоте в труднодоступных местах отсутствуют вода и электричество, ощущается недостаток кислорода в атмосфере.

Месторождения данного типа осваиваются, как правило, вручную, с использованием при отбойке руды зубил, кувалд и молотков, а также примитивных средств взрывания и взрывчатых материалов. В забоях, в частности, производятся взрывы минных зарядов, колодцы под которые делаются вручную. Применение минных зарядов содействует формированию техногенных трещин во вмещающем рудное тело массиве. Вследствие взрыва происходит деформирование выработок, площадь сечения уменьшается. В выработках наблюдаются частые случаи внезапного обрушения разуплотненных взрывом горных пород, которые очень редко крепятся из-за отсутствия крепежного материала в горах и трудности его доставки.

Первостепенное значение приобретает вопрос совершенствования технологии подземной разработки месторождений корунда, эффективность которой предопределяет технико-экономические показатели всего предприятия. В настоящее время в направлении комплексной механизации основных технологических процессов, обеспечивающих поточность процесса очистной выемки с учетом полноты и качества извлечения руды, предъявляются жесткие

требования к выбору систем разработки, особенно месторождений со сложными горно-геологическими условиями [168, 44, 157].

Научно обоснованный выбор рациональной технологии и параметров разработки месторождений, представленных рудными телами сложной формы, возможен на основе изучения специфики производства горных работ. Автор непосредственно участвовал в работах, связанных с добычей благородных корундов в отдельных районах Высокой Азии, поэтому в диссертации использует приобретенный опыт, в частности, на примере месторождения Снежное на территории бывшего СССР (ныне Таджикистан) обращено внимание на специфику взрывной отбойки и конструктивное оформление систем разработки рассматриваемых месторождений.

Одной из радикальных мер по снижению потерь при добыче корундосодержащих руд и рациональному использованию природных ресурсов является применение твердеющей смеси для закладки выработанного пространства. Однако возможность и целесообразность ее применения в различных условиях неодинакова [61, 4, 156]. Например, из-за отсутствия на территориях, где расположены месторождения корунда (Могок (Мьянма), Снежное (Таджикистан), Майт (Таиланд), Хунза и Сумджем (Пакистан), Лонгидо (Танзания), Чангли (Вьетнам), Субера (Австралия), Кукурт (Афганистан) и др.), гранулированных доменных шлаков выбор подобной смеси для закладки ограничен. В работе уделено особое внимание исследованиям, связанным с выбором смесей на основе использования производственных отходов (пыли цементных заводов, привозимых извне доменных шлаков) и местных заполнителей (вулканические пемзовые пески). В результате физико-химических исследований предложенной твердеющей смеси на основе пыли и пемзового песка дан анализ гидратации и твердения закладочного материала. Разработана технология приготовления закладки на этой основе и приняты параметры транспортирования смеси по трубопроводу с помощью сжатого воздуха.

Исследования проводились комплексным методом на основе обобщения отечественного и зарубежного опыта горных работ и анализа горнотехнических

условий разработки жильных месторождений, лабораторных и производственных экспериментов и технико-экономической оценки полученных результатов [66, 108]. Для решения основных вопросов диссертации применительно к месторождениям корунда необходимо прежде всего кратко остановиться на их горно-геологической характеристике, которая изложена в главах 1 и 3.

Рудные тела имеют как крутое, так и горизонтальное, пологопадающее и наклонное падение. Мощность рудных тел (зон) весьма изменчива – от 1 до 7 м и более. Требуется точное оконтуривание рудных тел опробованием из горных выработок [89].

Оказывается практически неприемлемой отбойка руды по контурам крутопадающих рудных тел при системе разработки с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами.

Месторождения характеризуются разнообразием физико-механических свойств руды и вмещающих пород. Коэффициент крепости их колеблется от 3 до 20 по шкале проф. М. М. Протодяконова, а средний доминирующий коэффициент крепости равен 8–12 (Теория крепости горных..., 1974). Крепость вмещающих пород с удалением от зон оруденения возрастает. Руда и вмещающие породы характеризуются непостоянной устойчивостью, поэтому в условиях месторождений очень важно установить предельную величину обнажений, обеспечивающую устойчивость выработанного пространства при очистной выемке. Первые рекомендации управления кровлей путем массового принудительного обрушения междукамерных целиков и потолочин с выпуском замагазинированной руды под обрушенными налегающими породами нецелесообразны ввиду возможных больших потерь руды.

Проектные проработки предполагают выемку участков месторождений вести подземным способом с применением следующих систем разработки:

- 1) с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами для участков мощностью рудного тела свыше 4 м;
- 2) с магазинированием и шпуровой отбойкой руды для участков мощностью рудного тела до 4 м;

3) с выемкой камер горизонтальными слоями с закладкой для наиболее богатых участков, а также с разветвлениями, сближенными жилами и невыдержанными элементами залегания.

В качестве закладочного материала рекомендуется использовать пустые породы. Очистную выемку необходимо вести с соблюдением следующих основных условий:

- при определении параметров очистных блоков (перед нарезкой) рудное тело на данном участке должно быть корректно оценено во избежание потерь отдельных промышленных слепых рудных тел в висячем или лежащем боку основного рудного тела;
- при отработке верхних горизонтов, на участке старых работ, следует обращать особое внимание на разведку и уточнение контуров выработок;
- сохранение поверхности не предусматривается и выпуск руды из магазинов намечается производить под обрушенными вмещающими породами.

К эксплуатационным потерям руды в данных условиях относятся потери за счет неполноты отбойки руды на контактах рудных тел, потери при отбойке за счет разбрасывания рудной мелочи в очистном пространстве, в закладке, при скреперовании и погрузке, потери от неполноты выпуска под налегающими породами при погашении целиков. Разубоживание руды происходит за счет внутрирудных включений пустой породы, частичной прирезки боковых пород, при выпуске замагазинированной руды после обрушения потолочин и междукamerных целиков под налегающими породами. В целях снижения потерь и разубоживания руды необходимо выполнение определенных технических условий. К ним относятся такие как устройство настила из обрезных досок; обрушение потолочин и междукamerных целиков в зажатой среде; проведение систематического контрольного опробования при подготовительных и нарезных работах и при выпуске руды из блоков.

Для обеспечения плановой добычи руды на рудниках при условии крутого падения рудных тел необходимо уточнение решений по системам и технологии разработки с учетом достижений науки и техники в данной области [52, 53]. В

связи с этим проведена научно-исследовательская и опытная работа с целью выбора рациональных систем и технологии разработки крутопадающих месторождений корунда. Разработка месторождений крутопадающих маломощных месторождений часто ведется в разнообразных горно-геологических условиях: руды и вмещающие породы имеют различную крепость и устойчивость, элементы залегания рудных тел меняются в широких пределах. На месторождениях промышленные контуры рудных тел устанавливаются путем опробования горных выработок, пройденных для этой цели (ГОСТ Р 56828.15–2016). В странах с высокоразвитой горнорудной промышленностью подземная разработка крутопадающих маломощных месторождений является основным способом добычи руд. Например, в Канаде и ЮАР разработка данных месторождений практически полностью ведется подземным способом [79, 80]. В ЮАР на четырех рудниках ведут разработку месторождений на глубине свыше 2500 м и на семи рудниках – на глубине от 2000 до 2500 м.

Удельный вес добычи руд в России и за рубежом различными системами разработки в условиях освоения крутопадающих маломощных рудных тел представлен на рисунке 4.1.

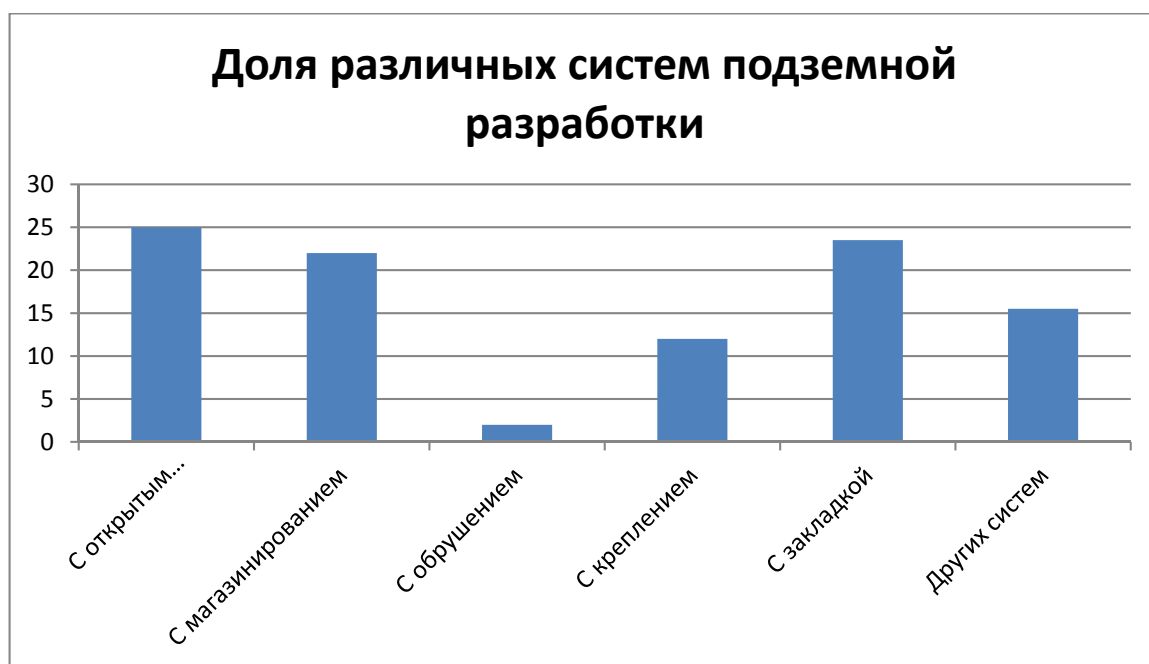


Рисунок 4.1 – Доля различных систем подземной разработки

Добыча руд за рубежом в основном ведется с применением наиболее гибких систем разработки, горизонтальными слоями с закладкой, подэтажными штреками, а также с магазинированием руды. Эффективность систем разработки на зарубежных рудниках в последние десятилетия повышается за счет совершенствования техники в технологии горных работ. Самым крупным достижением в области совершенствования технологии очистной выемки считается появление механизированного варианта системы разработки горизонтальными слоями (высотой до 5 м) с закладкой, применяемых в сравнительно устойчивых рудах и вмещающих породах. При этом варианте на бурении шпуров и скважин и доставке руды применяют мощное высокопроизводительное оборудование, которое позволяет вывести эту систему разработки в число эффективных. В последние годы распространение получают системы разработки с закладкой выработанного пространства. Применение системы разработки подэтажными штреками с последующей закладкой выработанного пространства позволяет увеличить высоту блоков до 250 м. На рудниках очистные работы ведутся с применением системы разработки подэтажными штреками и системы разработки горизонтальными слоями с закладкой. Производительность труда рабочего – 7,5 т/чел.-смену, на очистных работах – 19,5 т/чел.-смену.

На рудниках, разрабатывающих месторождения, выемка небольших рудных тел сложной формы ведется системой горизонтальных слоев с закладкой. На очистных работах применяют погрузочно-доставочные машины. В результате замены ранее применявшихся скреперных лебедок мощностью 30 л. с. машинами производительностью на очистных работах 160–200 т/смену эксплуатационные расходы на тонну руды снизились на 35 %.

В настоящее время система разработки горизонтальными слоями с закладкой эффективно применяется при разработке маломощных от 3 до 20 м крутопадающих рудных тел. Производительность труда рабочего – 8 т/чел.-смену, на очистной выемке 13,2 т/чел.-смену.

В связи с широким внедрением закладки твердеющей смеси с применением высокопроизводительного самоходного оборудования возобновилась разработка месторождений, ранее считавшиеся неэкономичными. Оработка ведется на всю длину рудного тела (150–400 м) без оставления целиков. Подготовка блоков осуществляется полевой наклонной выработкой, обеспечивающей быстрое передвижение самоходного оборудования из слоя в слой.

В последние годы на зарубежных рудниках все большее распространение получает закладка твердеющей смесью, устранившая недостатки обычной закладки (неустойчивость при вертикальном обнажении, необходимость в укладке настила и обшивке стенок целиков и др.), при этом значительно уменьшились потери и разубоживание, особенно при извлечении целиков. С применением закладки твердеющей смесью появилась возможность внедрить более производительные системы разработки и самоходное оборудование.

Основное влияние на эффективность систем оказывают применяемый вид закладочной смеси, способ ее доставки и технологическое оборудование. В практике зарубежных рудников наибольшее распространение получила твердеющая смесь, приготовленная на основе гранулированных доменных шлаков и пирротиновых хвостов обогатительных фабрик с упрочняющими добавками. К недостаткам закладки с применением пирротиновых хвостов относятся выделение большого количества вредных сернистых газов и повышение температуры в массиве до 100–200 °С в результате окисления пирротина.

Для устранения этих недостатков закладку камер производят в несколько приемов небольшими порциями или в состав закладочной смеси вводят малое количество пирротиновых хвостов с применением доменных гранулированных шлаков или цемента.

На зарубежных рудниках кроме систем разработки, обеспечивающих полноту выемки рудных тел сложной формы, уделяют большое внимание вопросу взрывной отбойки. Широко распространена отбойка руд скважинами диаметром 51 мм, глубиной 12–24 м и с сеткой их расположения приблизительно от 1,5×1,5

до 1,8×1,8 м. При отбойке с принятыми параметрами обеспечивается желаемое дробление руды при минимальном разубоживании. Для уменьшения вредного влияния взрыва на устойчивость целиков и вмещающих пород в последнее время применяются ВВ с менее резким воздействием взрыва.

В настоящее время созданы детонаторы повышенной мощности для непосредственного инициирования низкочувствительных ВВ без применения патронов-боевиков. При отбойке шпуровыми зарядами принимается диаметр шпуров 24–30 мм и глубина 3–5 м. Бурение шпуров осуществляется с применением буровых кареток на пневмоколесном ходу.

За рубежом широкое распространение получают водонаполненные ВВ в сочетании с механизированными средствами доставки и заряжания, внедряется дистанционное управление зарядчиками.

В России на рудниках наибольшее распространение получили система разработки подэтажными штреками, система разработки с магазинированием руды и применением бетонных целиков, система разработки горизонтальными слоями с закладкой и др. На рудниках также применяется гидравлическая закладка. На поверхность каждого слоя закладки укладывается бетонный настил толщиной 20 см. Доставка руды осуществляется скреперными лебедками. Основными недостатками данной технологии разработки являются низкая производительность доставки руды скреперными лебедками, устройство бетонных настилов и их последующее разрушение при скреперовании, приводящее к разубоживанию руды закладочным материалом. Применение самоходных погрузочно-доставочных машин позволяет ликвидировать указанные недостатки.

На некоторых рудниках применяется вариант подэтажного обрушения с использованием гибкого настила. Основными недостатками этой системы являются большие потери и разубоживание, которые происходят особенно часто при отработке рудных тел сложной формы. При выемке слеживающихся руд потери составляют 25–30 %.

Опыт рудников, на которых разрабатываются рудные тела сложной формы системами с обрушением, представляет определенный интерес. Например, выемка небольших рудных тел сложной формы ведется системой подэтажных штреков. Отбойка руды с помощью скважин перфораторного бурения обеспечивает полноту выемки руды с минимальными потерями и разубоживанием (1,5–3,0 %) при отработке камер. При доставке руды с помощью скреперных лебедок мощностью 24 кВт производительность труда на выпуске достигала 80–100 т/смену. В настоящее время общий уровень потерь высокий из-за применяющих систем.

Во многих случаях особенно высокие потери наблюдаются при отработке рудных тел сложной формы и выемке ценных руд. В этих условиях все более широкое применение находит закладка твердеющей смесью. Причинами, побуждающими к применению закладки, являются стремление сократить потери полезного ископаемого, одновременная отработка месторождения подземным и открытым способами, одновременная выемка руды на нескольких этажах, необходимость создания условий для опережающей разработки одного из сортов руды, опасность самовозгорания руд или вмещающих пород; охрана поверхностных сооружений и водоемов.

В результате внедрения закладки твердеющей смесью на горнорудных предприятиях снижаются потери руды и улучшаются технико-экономические показатели систем разработки по сравнению с системами с обрушением и с открытым выработанным пространством.

Применяемая на рудниках твердеющая смесь готовится в основном с использованием гранулированных металлургических шлаков. Такая твердеющая смесь отличается от других видов закладочных материалов существенными достоинствами, к которым относятся высокая транспортабельность, значительная прочность возводимого массива, относительно низкая себестоимость.

Закладочный массив вследствие своей монолитности менее склонен к самообрушению по сравнению с более прочными, но трещиноватыми рудами и вмещающими породами. Так, на одном из рудников закладочный массив

прочностью 5–10 МПа был более устойчив, чем породы массива, имеющие прочность на сжатие 60–70 МПа. Закладочный массив на этом руднике допускал вертикальные обнажения до 800 м², горизонтальные – до 420 м². В практике работы горнорудных предприятий и теоретических работах ряда специалистов наблюдается тенденция создания закладки высокой прочности, тогда как отдельные примеры из зарубежной практики свидетельствуют о том, что в ряде случаев стремление к соединению высокопрочных закладочных массивов не диктуется необходимостью.

Из опыта работы известно, что наиболее узким местом закладочных работ является транспортировка смеси в шахту, к месту работ, по трубопроводу. Контроль качества твердеющей смеси заключается в определении тонкости помола гранулированных шлаков и подвижности выходящего из смесителя раствора. При подвижности более 12 см и малой производительности установки раствор медленно заполняет трубопровод и в горизонтальной части его происходит расслаивание смеси, в результате выпадения из раствора крупных и тяжелых частиц образуется пробка.

Для ликвидации пробки применяют банник, который прогоняется по трубопроводу водой. Вода, которая попадает в камеру вслед за банником, отрицательно влияет на качество твердеющей смеси.

Сложной представляется транспортировка твердеющей смеси в шахту по трубопроводу в зимний период. Смерзшиеся куски песка в смесителе покрываются льдом, не успевают растаять во время движения по трубопроводу, попадая в камеры, ухудшают качество закладки.

Применение смеси при содержании глины в песке до 28 % повышает транспортабельность смеси по трубопроводу, что приводит к снижению эксплуатационных затрат. Трубопровод при этом не промывается.

Одним из недостатков закладки твердеющей смесью, приготовленной на основе гранулированных доменных шлаков, является необходимость мокрого помола на шаровых мельницах, при котором существенно увеличиваются энергетические затраты и амортизационные отчисления.

Качественная характеристика закладки во многом зависит от свойств вяжущего вещества. На практике наблюдается общая тенденция использования возможно более дешевых вяжущих и инертных материалов.

Изыскание новых, более дешевых вяжущих материалов на основе использования промышленных отходов, несомненно, будет способствовать дальнейшему расширению области применения закладки твердеющими смесями.

Местоположение месторождений корунда в высокогорных районах обеспечивает практически неисчерпаемые запасы местных строительных материалов (туф, вулканический шлак, гипс, пемза и др.). В этих условиях существует реальная возможность изыскания новых экономичных материалов для закладки, что позволит внедрять на рудниках эффективные системы разработки.

Анализ применения твердеющей смеси для закладки выработанного пространства показывает, что при ее выборе необходимо уделить внимание вопросам транспортабельности, прочности и усадки возводимого закладочного массива.

При разработке месторождений корунда имеются особенности, которые содержатся в ряде требований, ограничивающих область применения систем.

Во-первых, месторождения представлены разнообразными горно-геологическими условиями, которые необходимо учитывать. Руда и вмещающие породы обладают различной крепостью и устойчивостью, рудные тела имеют сложную форму и изменчивые элементы залегания, что в значительной мере может влиять на технологию выемки и способствовать потерям и разубоживанию руды.

Во-вторых, в случае нецелесообразности объединения сближенных рудных тел возникает необходимость их отдельной выемки. В этом варианте устойчивость прослойки породы, разделяющей рудное тело, будет существенно зависеть от параметров и способа взрывной отбойки.

В-третьих, заданная интенсивность разработки месторождений становится причиной решения вопроса об одновременном применении открытого и подземного способов при ведении очистных работ на нескольких этажах. Для

успешного решения данного вопроса выбор эффективной технологии разработки месторождений должен проводиться с учетом вышеуказанных условий.

Таким образом, необходимо:

- 1) оценить специфику отбойки, выпуска и доставки руды и конструктивных особенностей системы разработок, обеспечивающих выемку с минимальными потерями и разубоживанием;
- 2) обосновать выбор материала закладки выработанного пространства, обеспечивающего экономичность и полноту выемки;
- 3) провести оценку и осуществить выбор рациональной технологии очистной выемки.

Для решения поставленной задачи целесообразно принять комплексный метод, состоящий из следующих блоков:

- лабораторное исследование физико-механических свойств и выбор твердеющей смеси для закладки выработанного пространства, физико-химическое изучение твердеющей смеси, исследование технологии приготовления и транспортирования смеси;
- натурные эксперименты по взрывной отбойке, хронометражные наблюдения за бурением скважин, выпуском и доставкой руды с целью получения необходимых величин для оценки и выбора рациональной технологии очистной выемки и параметров систем разработки.

Лабораторные исследования по выбору закладочной смеси направлены на изучение свойств промышленных отходов и местных строительных материалов с целью выбора экономичных вяжущих и заполнителей для приготовления твердеющей смеси и установления рационального состава твердеющей смеси, отвечающей условиям прочности, транспортабельности и экономичности.

Для этого изучаются свойства промышленных отходов, местных строительных материалов. Методом отбора проб проводится их химический анализ и устанавливается вещественный состав. Целесообразность использования промышленных отходов в качестве вяжущих для приготовления твердеющей смеси оценивается существующими методами. Промышленные отходы обычно

содержат окислы кальция, магния и глинозем, которые относятся к активным поглотителям воды. Кроме того, в их состав входит также кремнезем, который снижает вяжущую активность материала. Содержание этих окислов в отходах производства хотя и характеризует качественные свойства материала, однако не является достаточным критерием для обоснованного выбора вяжущих, так как вещество может отличаться скрытой склонностью к твердению.

Для установления прочности закладки в зависимости от срока твердения изготавливаются и испытываются на однородное сжатие кубики с размером сторон 7 см, а исследования прочностных свойств материала проводятся на призмах размером 7×7×14 см. Образцы выдерживают в сырой среде в условиях, близких к шахтным.

В процессе исследования выявляются факторы, оказывающие влияние на прочностную характеристику закладки и устойчивость смеси (суспензии). В результате получаем смеси различных составов, анализ которых позволяет выбирать наиболее экономичные.

Производственные исследования являются необходимым этапом работ в связи с тем, что ряд задач сложно решить в лабораторных условиях. К ним относится, в частности, вопрос установления фактического влияния подвижности смеси на ее транспортабельность. В результате производственных исследований рекомендуется технология приготовления и транспортировки смеси.

Проводились производственные опыты по взрывной отбойке, выпуску и доставке руды в связи с тем, что руда и вмещающие породы месторождений разбиты густой сетью природных трещин и некоторые склонны к слеживанию. Необходимо выбрать рациональный диаметр скважин, сетки их расположения и способ взрывания, обеспечивающие при умеренном дроблении руды выемку с малыми потерями и минимальным разубоживанием.

4.2 Технология взрывной рудоподготовки на коренных месторождениях корундосодержащих руд, обеспечивающая сохранность кристаллов

Выбор эффективных систем подземной разработки месторождений возможен лишь на основе исследования технологии очистной выемки. Принятая технология выемки должна обеспечивать высокую производительность, полноту и качество извлечения при добыче руды. Известно, что производительность блока в значительной мере зависит от параметров взрывной отбойки, которые определяют основное конструктивное оформление системы.

Опытные работы по изучению закономерностей дробления руды при отработке камер с выемкой запасов проводились системой с магазинированием руды, а отбойка в одних камерах осуществлялась скважинными способами, в других – шпуровыми зарядами.

Отбойка руды в камерах велась горизонтальными слоями с помощью скважинных зарядов диаметром 75 мм с сеткой их расположения 2×2 м. В качестве ВВ использован аммонит 6 ЖВ. Выход негабарита при этом составил 16,2 %, а разубоживание (в результате присадки вмещающих пород) – 14,3 %. Удельный расход ВВ на отбойку составил $1,51 \text{ кг/м}^3$, на вторичное дробление руды – $0,204 \text{ кг/м}^3$.

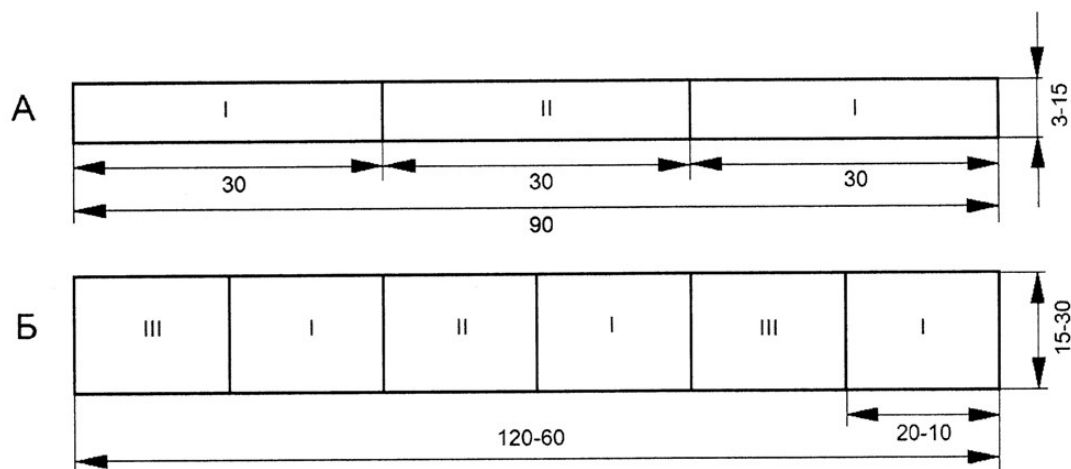
Во время опытно-промышленной проверки системы разработки с магазинированием и отбойкой руды скважинами ведутся наблюдения за состоянием руды. Ввиду сводообразований в камерах и отсутствия признаков сдвижения слежавшейся замагазинированной руды дальнейшие работы в камерах прекращались. В таблице 4.1 показан результат дробления руды при отбойке горизонтальными слоями в камерах с применением замедленного и короткозамедленного способов взрывания. Очевидно, что применение короткозамедленного взрывания способствует улучшению качества дробления руды и снижению разубоживания. Выход негабарита уменьшается примерно в 1,6 раза.

Таблица 4.1 – Результаты экспериментальных работ по изучению закономерностей дробления руды при отбойке камер

Сетка расположения зарядов, м	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³	Диаметр заряда, мм	Гранулометрический состав, %			
			До 50 мм	50–400 мм	400–600 мм	Свыше 600 мм
Обычное взрывание при порядовой отбойке						
2×2	1,51	75	16,0	64,0	4,8	16,2
Короткозамедленное взрывание при порядовой отбойке						
2×2	1,51	75	20,0	63,0	6,8	10,0

В результате натурных экспериментов изучена специфика отбойки горизонтальными слоями, дана оценка влияния параметров отбойки на качество дробления и величину разубоживания и установлены нормативы расхода взрывчатых материалов.

Опытные работы по изучению специфики отбойки и закономерностей дробления руды проведены при подэтажной выемке в блоках. На рисунке 4.2 представлены характерные схемы расположения скважин при отбойке руды вертикальными слоями в камере, где бурение велось из подэтажных ортов коронками 85 и 65 мм с помощью телескопных перфораторов ПТ-36 и комплекта буровых штанг.



А – 3–15 м; Б – 15–30 м

Рисунок 4.2 – Порядок выемки при мощности рудного тела

В блоках проведены пять серий экспериментальных взрывов по отбойке руды вертикальными слоями. В очистных камерах выполнено всего 35 экспериментальных взрывов. В 15 экспериментах фиксировались фактические параметры буровзрывных работ (сетка расположения зарядов, их масса, схема взрывания и др.) и установлены выход негабарита и разубоживание руды. Первая серия экспериментов (номера опытов 1, 2, 3) предусматривала установление зависимости между удельным расходом ВВ (аммонита 6 ЖВ), выходом негабарита и величиной разубоживания при порядной отбойке зарядами в скважинах диаметром 85 мм.

В экспериментах данной серии сетка расположения скважин принята 2×2 м. Удельный расход ВВ на отбойку составил $1,10\text{--}1,14$ кг/м³, на вторичное дробление – $0,27\text{--}0,30$ кг/м³. Выход негабарита (куски размером свыше 600 мм) составил 22–24 % и разубоживание – 8–10 %. Из-за большого выхода негабарита сетка расположения скважин в экспериментах второй серии (номера опытов 4, 5, 6) была сгущена ($1,8 \times 1,8$ м).

Третья серия экспериментов (номера опытов 7, 8, 9) проводилась с веерным расположением скважин, со сгущением сетки до $1,5 \times 1,5$ м.

В результате выход негабарита по сравнению с экспериментами первой серии уменьшился на 12,5 %.

Четвертая серия экспериментов по взрывной отбойке (номера опытов 10, 11, 12) проводилась при параллельном расположении скважин, сетке $1,8 \times 1,8$ м и котроткозамедленном взрывании (интервал замедления – 25 мс).

В экспериментах пятой серии (номера опытов 13, 14, 15) сетка расположения параллельных скважин – $1,5 \times 1,5$ м. Интервал замедления между рядами скважин принят 25 мс. В экспериментах данной серии установлен наименьший удельный расход ВВ на отбойку ($0,77\text{--}0,85$ кг/м³) и достигнуто лучшее дробление руды.

Результаты всех экспериментов сведены в таблицу 4.2.

Таблица 4.2 – Результаты экспериментальных работ по отбойке руды в блоке

Показатель	Ед. изм.	Номера опытов														
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Объем отбитой руды:																
проектный	м³	124	122	120	198	194	193	405	417	432	567	594	567	338	405	473
фактический	м³	135	134	132	216	213	210	419	428	443	586	610	587	345	411	482
Длина слоя	м	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Ширина слоя	м	6,2	6,1	6,0	11	10,8	10,7	5–10	5,0–10,5	5–11	10,8	11	10,8	7,5	9,0	10,5
Общая длина скважин	м	32,0	32,3	32,5	56,2	56,5	56,1	208	233	241	168	169	171	114	168	192
л.н.с.	м	2	2	2	1,8	1,8	1,8	1,5	1,5	1,5	1,8	1,8	1,8	1,5	1,5	1,5
Расстояние между скважинами	м	2	2	2	1,8	1,8	1,8	1,5	1,5	1,5	1,8	1,8	1,8	1,5	1,5	1,5
Диаметр скважины	мм	85	85	85	85	85	85	65	65	65	85	85	85	65	65	65
Удельный расход ВВ на отбойку	кг/м³	1,105	1,123	1,141	1,08	1,09	1,10	1,14	1,13	1,13	1,11	1,05	1,11	0,85	0,83	0,81
Выход руды с 1 м скважины	м³/м	3,87	3,81	3,75	3,53	3,46	3,44	1,94	1,79	1,80	3,38	3,35	3,38	2,35	2,41	2,46
Выход негабарита	%	24	23	22	18	21	20	6,5	6,6	6,3	8,0	8,3	7,6	6,0	5,5	6,0
Разубоживание	%	9	10	8	9	10	9	2,5	2,6	2,5	3,5	3,0	3,5	2,0	1,5	2,0
Удельный расход ВВ на вторичное дробление	кг/м³	0,302	0,29	0,277	0,239	0,265	0,252	–	–	–	0,100	0,104	0,095	0,076	0,069	0,079

Таблица 4.3 – Результаты экспериментальных работ по изучению закономерностей дробления руды при отбойке скважинами диаметром 65 мм с интервалом замедления между рядами скважин 25 мс

Л.н.с., м	Расстояние между скважинами, м	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/м ³	Гранулометрический состав руды, %			
			До 50 мм	50–400 мм	400–600 мм	Свыше 600 мм
2,0	2,0	0,43	9	57,3	6,3	25
1,8	1,8	0,57	13	63,4	5,4	14
1,6	1,6	0,72	19	65,3	3,7	7,5
1,5	1,5	0,81	27,6	65,1	1,8	5,5
1,4	1,4	0,95	31	64,6	1,4	3,0
1,2	1,2	1,29	45	55	0,5	–

Анализ результатов производственных экспериментов показывает, что максимальный (около 65 %) выход среднедробленой руды обеспечивается при удельном расходе ВВ на отбойку 0,81 кг/м³ и л.н.с. 1,5 м (таблица 4.8). По мере повышения удельного расхода ВВ возрастает выход мелких фракций, причем наиболее значительно (с 9 до 27 %) при его увеличении от 0,43 до 0,81 кг/м³. Выход же негабарита в этом случае снижается с 25,0 до 5,5 %. Технологически наиболее приемлемым является такое качество дробления руды, при котором обеспечиваются минимальный выход негабарита и рудной мелочи, а также минимальная присадка пустых пород (разубоживание).

При камерно-целиковой системе разработки с отбойкой руды вертикальными слоями с помощью скважин диаметром 65 мм с сеткой их расположения 1,5×1,5 м такое дробление обеспечивается при удельном расходе ВВ на отбойку 0,81 кг/м³ с применением короткозамедленного способа взрывания (таблица 4.7). В этом случае выход негабарита не превышает 6 %, а выход рудной мелочи – 28 %, разубоживание составляет 1,5–2,0 %. Отклонение от указанных параметров приводит либо к увеличению выхода негабарита и росту разубоживания, либо к значительному росту выхода рудной мелочи.

Результаты производственных экспериментов показывают, что с увеличением л.н.с. выход негабарита увеличивается в связи с увеличением потерь энергии взрыва. Так, при отбойке скважинами диаметром 85 мм выход негабарита при л.н.с. 2,0 м равен 22–24 % (таблица 4.2), а при л.н.с. 1,8 м: 19–21 %.

При выполнении экспериментов установлено, что применение короткозамедленного взрывания способствует снижению выхода как негабарита, так и мелких фракций руды. Интервал замедления между рядами скважинных зарядов в экспериментах равен 25 мс, он является оптимальным для рекомендуемых параметров взрывной отбойки с известными физико-механическими свойствами руды. Очевидно, что улучшение качества дробления при короткозамедленном взрывании обеспечивается за счет следующих основных факторов:

1) полное дробление руды в предыдущем слое и образование достаточного обнажения в момент отбойки последующего слоя;

2) образование предварительно напряженного поля с вызывающим ослабляющее действие на отбиваемый слой использованием кинетической энергии соударения отделившихся от массива частиц руды;

3) использование кинетической энергии соударения отделившихся от массива частиц руды.

В таблице 4.4 даны рекомендуемые рациональный диаметр скважин, сетка их расположения и способ взрывания, установленные в результате производственного изучения специфики взрывной отбойки.

Таблица 4.4 – Рекомендуемые параметры взрывной отбойки

Параметр	Единица измерения	Показатель
Диаметр скважин	мм	65

Продолжение таблицы 4.4.

Параметр	Единица измерения	Показатель
Сетка расположения скважин	м	1,5×1,5
Короткозамедленный способ взрывания с интервалом замедления между рядами скважин	мс	25
Удельный расход ВВ на отбойку	кг/м ³	0,81

Очень важно для последующей оценки установление удельных затрат взрывных материалов на выпуск руды.

Расход ВВ для разрушения 1 м³ (т) негабарита определен непосредственным замером при выпуске. Он равен отношению количества ВВ, израсходованного на дробление крупных кусков за указанный период выпуска, к их объему. Результаты замера негабарита и расход ВВ на горизонте выпуска приведены в таблице 4.5.

За период выпуска руды подвергнуто вторичному дроблению 10 м³ руды и израсходовано 12,6 кг ВВ. Удельные расходы для разрушения 1 м³ негабарита даны в таблице 4.6.

Качество дробления руды определено по выходу негабарита.

Таблица 4.5 – Результаты замера негабарита и расхода ВВ на вторичное дробление

Размеры сторон кусков, м	Объем кусков, м ³	Расход ВВ, кг
1,0×0,8×0,8	0,640	0,2
1,1×0,7×0,7	0,539	0,2
0,9×0,8×0,7	0,504	0,4
0,9×0,8×0,6	0,432	0,2
1,0×0,7×0,6	0,420	0,2

Продолжение таблицы 4.5.

Размеры сторон кусков, м	Объем кусков, м ³	Расход ВВ, кг
1,0×0,6×0,7	0,420	0,6
0,7×0,6×0,6	0,252	0,2
1,0×0,7×0,6	0,420	0,2
0,9×0,8×0,6	0,432	0,2
1,0×0,8×0,7	0,560	0,4
0,9×0,8×0,7	0,504	0,4
1,1×0,9×0,8	0,792	0,4
1,0×0,8×0,7	0,560	0,3
1,1×0,9×0,7	0,693	0,4
0,8×0,7×0,6	0,336	0,2
0,9×0,8×0,6	0,432	0,2
1,1×0,9×0,8	0,792	0,6
0,8×0,7×0,7	0,392	0,2
0,7×0,7×0,6	0,294	0,2
0,9×0,7×0,6	0,378	0,2
1,0×0,8×0,7	0,560	0,4
0,9×0,8×0,7	0,504	0,4
0,9×0,7×0,7	0,441	0,3
0,9×0,8×0,8	0,576	0,4
1,1×0,8×0,7	0,616	0,4
1,2×0,8×0,7	0,672	0,4
0,7×0,7×0,6	0,294	0,2
0,9×0,7×0,6	0,378	0,3
0,8×0,7×0,6	0,336	0,2
0,7×0,7×0,7	0,343	0,2
0,9×0,8×0,6	0,432	0,2
1,0×0,9×0,7	0,693	0,4
1,0×0,8×0,8	0,640	0,4
1,0×0,9×0,8	0,720	0,4

Продолжение таблицы 4.5.

Размеры сторон кусков, м	Объем кусков, м ³	Расход ВВ, кг
0,9×0,8×0,8	0,576	0,4
0,8×0,7×0,6	0,336	0,3
1,0×0,7×0,7	0,490	0,3
0,9×0,7×0,6	0,378	0,3
1,0×0,8×0,7	0,560	0,4
0,9×0,7×0,6	0,378	0,2

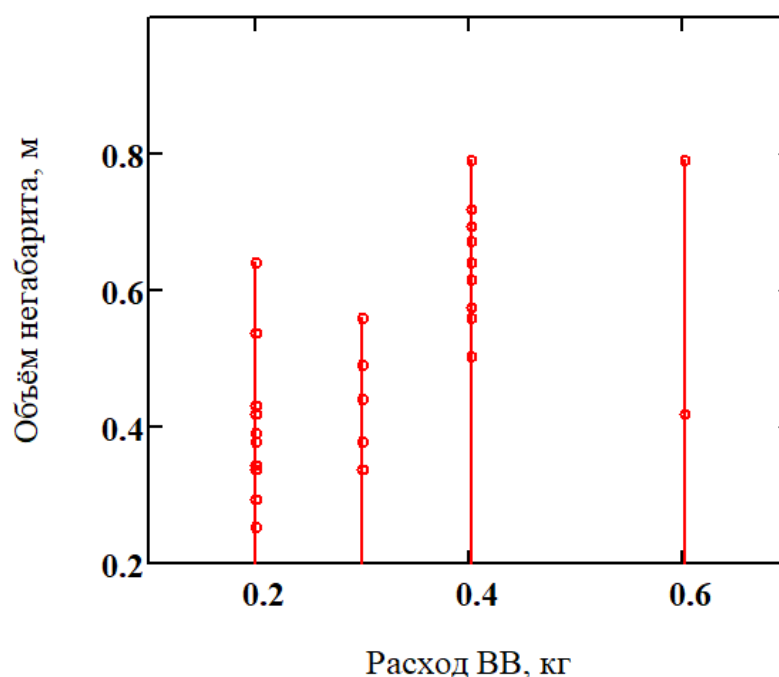


Рисунок 4.3 – Результаты замеров объема негабарита при различных значениях расхода ВВ на вторичное дробление

Таблица 4.6 – Удельные расходы взрывчатых материалов (ВМ) на дробление 1 м³ негабарита

Объем негабарита, подвергшийся дроблению, м ³	Расход ВМ на дробление 1 м ³ негабарита		
	ВВ, кг/м ³	Капсюль-детонатор, шт./м ³	Огнепроводный шнур, м/м ³
10,00	1,26	0,50	0,65

Таблица 4.7 – Затраты рабочего времени на бурение скважин

Вид затрат рабочего времени	НКР-100 м		ПТ-36			
	100 мм		85 мм		65 мм	
	мин	%	мин	%	мин	%
Бурение	2826	17,4	5733	41,6	4415	42,4
Вспомогательные операции	1668	10,0	1959	14,2	2008	19,2
Подготовительно-заключительные операции	2646	16,3	905	6,6	983	9,5
Простои	9322	56,3	577	37,6	3005	28,9
Всего затрат времени	16 562	100,0	13 769	100,0	10 411	100,0
Всего пробурено скважин, м	457,8	–	299,5	–	300,4	–

Таблица 4.8 – Показатели бурения скважин

Наименование параметра бурения	НКР-100 м	ПТ-36	
	100 мм	85 мм	65 мм
Механическая скорость бурения:			
см/мин	16,0	5,2	6,8
м/ч	9,6	3,1	4,1
м/смену	67,2	21,7	28,7
Техническая скорость бурения:			
см/мин	6,3	3,5	4,1
м/ч	3,8	2,1	2,5
м/смену	26,6	14,7	17,5

При взрывной отбойке в условиях рудных тел сложной формы и трещиноватых вмещающих пород в зависимости от диаметра и длины скважин, сетки их расположения и способа взрывания меняется величина присадки

пустых пород (разубоживание), интенсивность выпуска, удельный объем подготовительно-нарезных выработок и время, необходимое на обустройство слоя. Установление указанных рациональных параметров взрывной отбойки даст возможность осуществить конструктивное оформление систем разработки конкретного месторождения корунда с учетом геологических и горнотехнических условий его эксплуатации. Исходными данными для установления рациональных параметров взрывной отбойки служат результаты выполненных экспериментальных работ. Изучение специфики отбойки подтверждает положение о том, что руды месторождений вследствие их нарушенности и непостоянства физико-механических свойств имеют склонность к неравномерному дроблению. Наличие тектонических нарушений вызывает дополнительные требования к безопасности ведения буровзрывных работ. Кроме того, сложные горно-геологические условия месторождений могут усугубляться склонностью руды к слеживанию.

В результате экспериментальных работ установлена область рациональных параметров отбойки (диаметр скважин 65 мм с сеткой их расположения 1,5×1,5 м и диаметр скважин 85 мм с сеткой их расположения 1,8×1,8 м), обеспечивающих нужное качество дробления руды и минимальный подрыв вмещающих пород (разубоживание).

Эти параметры неодинаковы по величине затрат труда и средств на единицу отбиваемой руды, в связи с чем необходима дополнительная оценка с точки зрения экономичности.

Наиболее простым и в достаточной степени точным является сравнение параметров взрывной отбойки по стоимости очистной выемки 1 т руды с учетом затрат на нарезные работы, бурение, взрывание, доставку и ущерба от недополучения прибыли за счет разубоживания руды.

В сопоставимых схемах отбойки оконтуривание рудного тела осуществляется выработками, пройденными друг от друга на расстоянии 12–15 м, поэтому потери руды практически остаются на одном уровне. Кроме того, объем подготовительных выработок также является величиной постоянной.

Переменным является объем нарезных выработок, отличающийся тем, что при отбойке комплектом параллельных скважин необходима проходка ортов для их бурения. Проходка буровых ортов практически не имеет трудоемких видов работ, так как чаще всего выработки располагаются ближе к выработанному пространству. Оценка стоимости выемки 1 т руды для сравнения параметров отбойки рассматривалась в некоторых работах, однако в них не учитывался ущерб от разубоживания. Стоимость выемки 1 т руды для сравнения параметров взрывной отбойки с учетом элементов работ можно рассчитать так:

$$C = C_1 x + (C_2 + C_3) Q x + T C_4 / \lambda + C_5 / P + C_6 + C_7 + V_n C_8 + R C_9, \quad (4.1)$$

где C_1 – стоимость бурения 1 м скважины, руб./м;

x – удельная длина пробуренных скважин, приходящаяся на 1 т отбитой руды, м/т;

C_2 – стоимость 1 кг ВВ с учетом стоимости средств взрывания, приходящихся на 1 кг ВВ, руб./кг;

C_3 – стоимость доставки и заряжания 1 кг ВВ с учетом стоимости средств взрывания, руб./кг;

Q – масса заряда ВВ в 1 м скважины, кг/м;

T – выход негабарита с 1 м скважины, т;

C_4 – стоимость вторичного дробления 1 т негабарита, руб./т;

λ – выход руды с 1 м скважины, т/м;

C_5 – заработная плата машиниста погрузочной машины или скреперной лебедки с начислениями;

P – производительность машины на погрузке и доставке руды, т/см;

C_6 – стоимость амортизации оборудования, руб./т;

C_7 – стоимость энергии, расходуемой на погрузку 1 т руды, руб./т;

V_n – удельный объем нарезных выработок, приходящийся на 1 т отбитой руды, м³/т;

C_8 – стоимость проходки 1 м³ горной выработки, руб.;

R – разубоживание руды, %;

C_9 – ущерб от разубоживания руды на 1 %, руб.

Для технико-экономического обоснования принимаем следующие схемы взрывной отбойки на участках с мощностью рудного тела 3–15 м:

- 1) отбойка вертикальными слоями с веерным расположением скважин диаметром 65 мм;
- 2) отбойка вертикальными слоями с параллельным расположением скважин диаметром 65 мм (таблица 4.6);
- 3) отбойка вертикальными слоями с параллельным расположением скважин диаметром 85 мм (таблица 4.4).

В сопоставимых схемах отбойки обеспечивается необходимое качество дробления и минимальное разубоживание руды. Средняя мощность рудного тела в расчетах принята 6 м.

В таблице 4.9 приведены значения исходных величин стоимостных показателей очистной выемки, установленные в результате обработки данных хронометражных наблюдений в блоке.

Таблица 4.9 – Значение исходных величин стоимостных показателей очистной выемки (в ценах 2017 г.)

№	Наименование исходной величины	Условное обозначение	Цена, руб.
1	Стоимость бурения 1 м скважины:		
	при диаметре 65 мм	C_1	2150
	при диаметре 85 мм	-//-	2973

Продолжение таблицы 4.9.

№	Наименование исходной величины	Условное обозначение	Цена, руб.
2	Стоимость 1 кг ВВ с учетом средств взрывания, приходящихся на 1 кг ВВ:		
	при диаметре патрона 50 мм	C_2	594
	при диаметре патрона 70 мм	-//-	567
3	Стоимость доставки и заряжения 1 кг ВВ и средств взрывания:		
	при диаметре патрона 50 мм	C_3	91
	при диаметре патрона 70 мм	-//-	73
4	Стоимость дробления 1 т негабарита:		
	при отбойке скважинами диаметром 65 мм	C_4	146
	при отбойке скважинами диаметром 85 мм	-//-	201
5	Стоимость доставки 1 т руды:		
	при отбойке скважинами диаметром 65 мм	$C_5+C_6+C_7$	311
	при отбойке скважинами диаметром 85 мм	-//-	393
6	Стоимость 1 м ³ нарезных выработок при отбойке вертикальными слоями:		
	с параллельным расположением скважин	C_8	18 300
	с веерным расположением скважин	-//-	24 146
7	Ущерб от разубоживания руды на 1 %	C_9	64

По данным таблицы 4.9 видно, что к числу наиболее трудоемких видов работ относится бурение скважин. Причем бурение 1 м скважины диаметром 85 мм дороже, чем бурение 1 м скважины диаметром 65 мм, примерно в 1,4 раза.

Вторичное дробление руды также является трудоемким видом работ. Так, стоимость дробления 1 т руды равна 146–201 руб.

В случае выхода негабарита в большом объеме доля затрат на вторичное дробление может существенно возрасти.

Стоимость заряжения скважин установлена при производстве работ без применения средств малой механизации. Проходка нарезных выработок

осуществляется буровзрывными работами с доставкой руды скреперными лебедками. Максимальное расстояние скреперования – 20 м. Бурение шпуров диаметром 40 мм производится перфораторами. На проходке восстающих выработок использовались телескопные перфораторы.

Подготовка очистного блока ведется комплексной бригадой. Производительность труда рабочего комплексной бригады принимается за семь месяцев при закладке выработанного пространства твердеющими смесями на основе промышленных отходов. Одним из основных условий применения твердеющих смесей является возможность их транспортирования в шахту (рудник), от смесителя к месту укладки. Однако применяемая на отечественных и зарубежных рудниках технология приготовления и транспортирования закладочной смеси характеризуется непостоянством режима работы закладочных установок, что обусловлено свойствами закладочных смесей. На рудниках закладочная смесь транспортируется в шахту по вертикальному ставу труб самотеком и далее по горизонтальному трубопроводу с подачей в него сжатого воздуха. Высота вертикального участка трубопровода обычно равна 150–200 м. Надежность пневмотранспорта закладочной смеси обеспечивается при условии получения устойчивого состава смеси (суспензии). Применяемая на рудниках закладочная смесь на основе гранулированных доменных шлаков или цемента расслаивается как при транспортировке, так и при укладке. С целью ликвидации расслаивания смеси предложен легкий заполнитель – пемзовый песок.

Нормативная прочность закладочного массива существенно зависит от принятого порядка выемки, который наряду с безопасностью работ обеспечивает применение эффективных систем разработки, максимальную концентрацию работ и интенсивность очистной выемки. Порядок выемки определяется в основном устойчивостью обнажений рудного массива и вмещающих пород. Экспериментально, в условиях месторождений, установлено, что обнажения рудного массива на площади 300–450 м² и стенок очистных камер до 1200 м² устойчивы. При обнажениях рудного массива

свыше 500 м² на участках мощностью 15–30 м наблюдаются вывалы руды, обусловленные интенсивно развитой трещиноватостью и непостоянством физико-механических свойств руды и вмещающих пород.

4.3 Технология закладки при разработке коренных месторождений корундосодержащих руд, обеспечивающая сохранность минерального сырья для последующей выемки целиков

Рассмотрим вариант предполагаемой разработки месторождений подземным способом. При отработке каждого этажа по принятым схемам можно рассмотреть две различные стадии нагружения закладочного массива на участках мощностью свыше 15 м, отличающихся наиболее неблагоприятными горно-геологическими условиями. Первая стадия – выемка запасов первичных камер под защитой междукamerных рудных целиков. Действовавшее на месте расположения очистной камеры давление не может больше передаваться из-за извлечения руды. Поэтому происходит перераспределение напряжений вокруг очистной камеры. При правильно выбранных параметрах очистная камера не обрушается, хотя вмещающие породы вблизи поверхностей обнажений деформируются. Заполнение выработанного пространства закладочным материалом оказывает механическое воздействие на окружающий горный массив. Характер и степень этого воздействия во многом определяются состоянием закладочного материала. Обычные твердеющие смеси дают усадку в результате фильтрации воды и оттаивания ее в верхней части камеры.

Предлагаемый закладочный материал представляет собой устойчивую суспензию, которая твердеет, набирая к месячному сроку прочность 3–4 МПа. Закладочный материал оказывает боковое давление на междукamerные целики, благодаря чему повышается их несущая способность. Экспериментально установлено, что в твердеющей смеси на основе пыли с пемзовым заполнителем отсутствует водоотделение, поэтому она не может дать существенной усадки, а смесь уплотняется под действием собственного веса в

процессе схватывания. Закладочный массив в первичных камерах будет воспринимать максимальные нагрузки от вышележащих пород (руды) после выемки междукамерных целиков – вторичных камер.

Элементы залегания рудных тел крутопадающих месторождений корунда не выдержаны, угол падения изменяется от 70° до 90° . В наиболее трудных условиях находятся участки закладочного массива, непосредственно примыкающие к очистной камере, вследствие наличия обнаженных поверхностей.

При крутом падении рудного тела закладочный массив будет испытывать в основном давление сверху, обусловленное весом пород в пределах прямоугольника CGKD (рисунок 4.4) и собственным весом; величина бокового давления в этом случае незначительна.

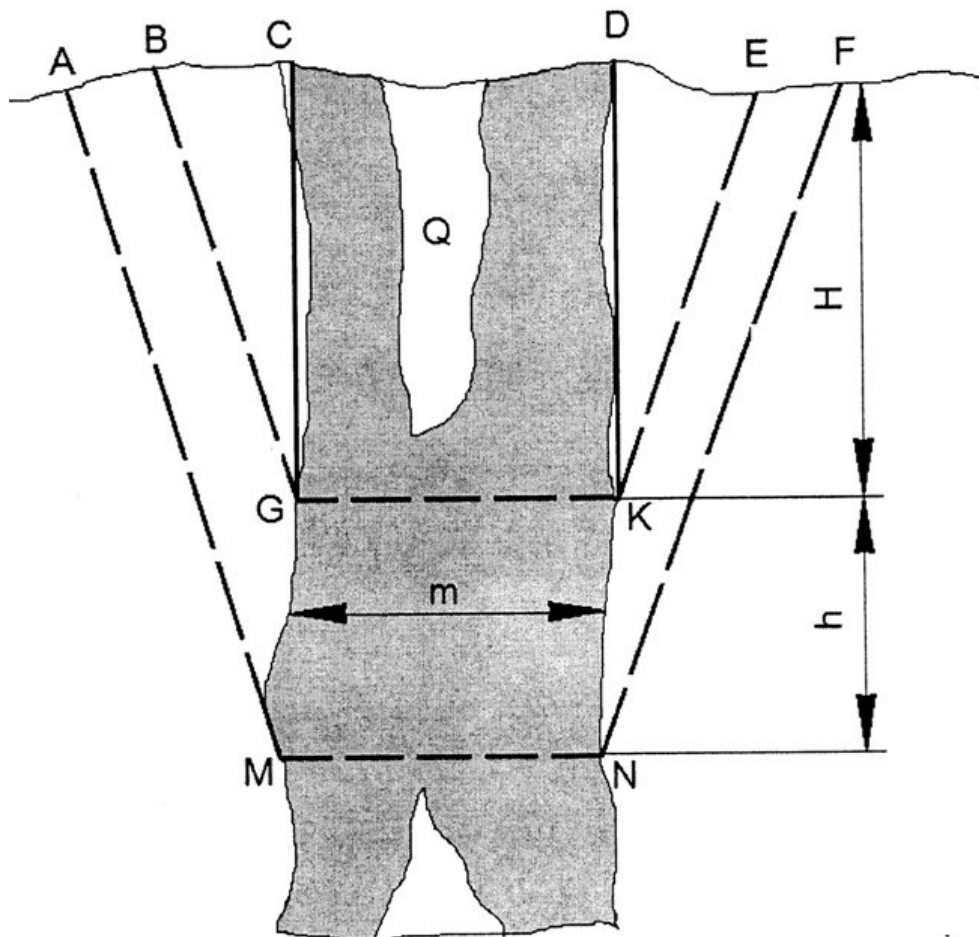


Рисунок 4.4 – Схема к расчету нагрузки на закладочный массив при вертикальном падении рудного тела

Нагрузку от веса пород (руды) призмы, приходящейся на единицу участка искусственного массива, можно определить из отношения

$$Q_b = \gamma H, \quad (4.2)$$

где γ – объемный вес пород (руды), т/м³.

Высота призмы с учетом результатов исследований может быть установлена из выражения

$$H = mtg(45 + \frac{\varphi}{2}), \quad (4.3)$$

где m – мощность рудного тела;

φ – угол внутреннего трения горных пород.

Нагрузка на единицу площади закладочного материала от собственного веса определяется по формуле

$$Q_3 = \gamma_0 h_3, \quad (4.4)$$

где γ_0 – объемный вес закладочного материала, т/м³;

h_3 – высота этажа, м.

Общая нагрузка на единицу площади закладочного массива:

$$Q = n(Q_b + Q_3), \quad (4.5)$$

где n – коэффициент запаса прочности, равный 2–3.

Несущая способность закладочного массива на единицу его площади составит

$$P = \sigma, \quad (4.6)$$

где σ – предел прочности закладки на одноосное сжатие, т/м².

Приравнивая правые части уравнений (4.5) и (4.6), получаем формулу для определения допустимого предела прочности закладочного материала:

$$\sigma = n(Q_b + Q_3). \quad (4.7)$$

Принимая исходные данные, например: $m = 5$ м; $\varphi = 34^\circ$; $h_3 = 30$ м; $n = 2$; $\gamma_0 = 1,57$ т/м³, получаем $\sigma = 5\text{--}10$ МПа.

Учитывая, что в наиболее неблагоприятных условиях находится искусственный массив при выемке вторичных камер, прочность закладки в условиях разрабатываемых месторождений принимаем 5–10 МПа.

Выбор состава твердеющей смеси для применения на рудниках – задача хоть и сложная, но вполне реализуемая, так как в регионах, где они расположены, имеется достаточное количество запасов местных строительных материалов.

Порядок проведения исследований при выборе систем разработки с закладкой для отработки крутопадающих маломощных корундосодержащих рудных тел:

- методом сравнительной экономической оценки устанавливается целесообразность применения закладки при разработке месторождений, обеспечивающая минимальные потери и разубоживание руды;
- на основе учета горного давления и его количественной оценки определяется несущая способность сплошного закладочного массива и приходящейся на него нагрузки, что позволяет обоснованно принять прочность закладки в условиях месторождений;
- экспериментально изучаются свойства отходов производства и рекомендуются вяжущие, которые обладают свойством скрытой активности;
- исследуется местный активный заполнитель;
- разрабатываются рецепты приготовления твердеющих смесей двух составов; в результате сравнительной оценки этих смесей рекомендуется наиболее экономичная из них, отличающаяся достаточной подвижностью и устойчивостью суспензии; водоотделение в предложенной смеси минимизируется, что может обеспечить минимальную ее усадку;
- устанавливается закономерность роста прочности закладки от продолжительности твердения;
- исследуется минералогический состав твердеющей смеси;
- исследуются параметры требуемой прочности в твердеющей смеси, варианты получения твердеющих смесей без добавки дорогостоящего цемента и пр.

Проблеме пневмотранспорта твердеющих смесей и бетонов посвящены работы многих исследователей (Стоманенко А. Ю., Анушев А. Н., Голик В. И., Разоренов Ю. И., Дзеранов Б. В.) однако достаточно апробированной методики расчета транспортных трубопроводов для условий работы в высокогорных районах в настоящее время нет. В последние десятилетия благодаря разработанным мероприятиям осуществляется стабильный пневмотранспорт закладочных смесей на дальние (до 1,2 км) расстояния.

Этот опыт не может быть в полной мере распространен на месторождения корунда из-за существенных различий составов смесей, а также предъявляемых к ним требований. Кроме того, на закладочных установках возможны отклонения составов твердеющих смесей, в результате чего нарушается их стабильность. Для практических целей наиболее приемлемы закладочные смеси, которые не расслаиваются в потоке на отдельные фазы.

С целью изучения режима движения твердеющей смеси на основе пыли в апробации параметров пневмотранспорта были проложены трубопроводы диаметром 219 и 100 мм. Ввиду невозможности обеспечить устойчивый пневмотранспорт смеси по трубопроводу диаметром 219 мм экспериментальное изучение в основном велось с применением трубопровода диаметром 100 мм при производительности закладочной установки $0,014 \text{ м}^3/\text{с}$. В ходе экспериментальных работ по пневмотранспорту твердеющей смеси на расстояние 365 м была произведена закладка очистной камеры объемом 8000 м^3 .

От закладочных скважин проложен транспортный трубопровод по штольне, далее к закладываемой камере. Горизонтальный участок трубопровода оборудован рабочей станцией для контроля и регулирования режима пневмотранспорта с помощью дистанционных наномеров с выводом показаний на пульт оператора закладочной установки. [16]

Первоначально для транспортирования смеси использовали пневмоэжекторы диаметром 19 мм, устанавливаемые по три штуки в каждом поясе трубопровода через 40 м друг от друга, но устойчивый режим

транспортирования смеси обеспечить не удалось. Скорость движения порции смеси и расстояния между ними по мере приближения к концу закладочного трубопровода возрастали, тогда как начальная скорость движения смеси была невелика. Регулировать режим движения смеси при такой конструкции трубопровода оказалось практически невозможно. При этом чрезмерно возрастает расход сжатого воздуха. В дальнейшем все пневмоэжекторы были отключены, в трубопровод был подключен только один пневмоэжектор диаметром 50 мм, расположенный в 10 м от вертикального става. Замена пневмоэжекторов, расположенных по всей трассе трубопровода, одним пневмоэжектором большего диаметра, расположенным в начале участка горизонтального трубопровода, позволяет подавать необходимое количество воздуха непосредственно в точке образования порций смеси для обеспечения заданной средней скорости. В этом случае при заданной средней скорости движения смеси разница между начальной и конечной скоростью не столь существенна, так как начальная скорость возрастает.

К смесям, транспортируемым по горизонтальным трубопроводам, предъявляются жесткие требования в отношении стабильности свойств. Так, смесь на основе пыли допускается к пневмотранспорту с осадкой стандартного конуса 11–12 см. Смесь с осадкой конуса более 12 см не рекомендуется, так как при этом из потока выпадают частицы заполнителя и создаются пробки. Лучшие результаты дает смесь с осадкой конуса 11,5–11,6 см. Опытным путем установлено, что при транспортировке смесей, содержащих большое количество пылевидных частиц, заполнитель выпадает в меньшем количестве. В основном же стабильная транспортировка твердеющих смесей на основе пыли и песка по горизонтальным трубопроводам обеспечивается при пробковой структуре движения. При этом существует некая критическая скорость $V_{кр}$. Когда скорость потока смеси $V < V_{кр}$, на дне трубопровода образуется осадок твердой фазы. Только при скоростях $V > V_{кр}$ вся твердая фаза находится в движении и осадок исчезает. При транспортировке смесей в трубах

диаметром до 100 мм изучены минимальные скорости и в результате обработки опытных данных установлена эмпирическая взаимосвязь:

$$V_{кр} = 1,84 + 13d, \quad (4.8)$$

где d – диаметр трубопровода, м.

Диаметр трубопровода обычно рассчитывается исходя из производительности по формуле $d=?$

$$Q = VS, \quad (4.9)$$

где Q – производительность установки, м³/с;

V – средняя скорость потока смеси в трубопроводе, м/с;

S – поперечное сечение трубопровода, м².

Известно, что при перемещении смеси с помощью сжатого воздуха поток разрывается на отдельные порции, которые отделяются друг от друга «пробками» сжатого воздуха. Сущность этого явления заключается в следующем. По мере наполнения вертикального става увеличивается статическое давление смеси до величины, превышающей давление сжатого воздуха в магистрали у пневмоэжектора, последний выключается, смесь поступает в горизонтальный участок трубопровода. В это время давление у пневмоэжектора растет, и поток смеси разрывается. Происходит расширение воздуха, давление у пневмоэжектора падает, и порция смеси вновь поступает в горизонтальный участок.

Расчет диаметра трубопроводов в этих условиях по формуле (4.9) дает заниженные значения. Поэтому необходимо ввести в расчетную формулу множитель, учитывающий структуру движения смеси. Значение указанного множителя экспериментально установлено, и его можно определить в сечении ввода из соотношения

$$\frac{L - nl}{L} = \frac{1}{2}, \quad (4.10)$$

где L – длина трубопровода, м;

n – число порций смеси;

l – длина порции смеси, м.

Правомерность соотношения обусловлена постоянством количества движения в любом сечении трубопровода, формулу (4.9) с учетом соотношения (4.10) можно записать так:

$$Q = 0,5VS. \quad (4.11)$$

После некоторых преобразований получим выражение для определения диаметра транспортных трубопроводов:

$$d = \sqrt{\frac{8Q}{\pi V}}. \quad (4.12)$$

При испытании трубопровода диаметром 100 мм средняя скорость движения смеси равна 3,2 м/с. Удельный расход сжатого воздуха при этом составил 21,6 м³/м³. С переходом на производительность закладочной установки 100 м³/ч диаметр транспортного трубопровода необходимо увеличить до 141 мм. Средняя скорость движения смеси в этом случае будет равна 3,5 м/с, а удельный расход сжатого воздуха – 19,8 м³/м³. С увеличением диаметра трубопровода удельный расход воздуха меняется незначительно. Одной из задач наших исследований являлось экспериментальное изучение влияния вертикального столба смеси на режим пневмотранспорта материала по горизонтальному трубопроводу, что важно при укрытии месторождения штольной. Опытами определялись общие потери давления на данном участке, средние скорости движения смеси и расход воздуха на транспортировку 1 м³ смеси.

Общее падение давления на данном участке, пересчитанное на единицу длины (1 м):

$$\Delta P = \frac{P_n - P_k}{L_1} = \Delta P_T + \Delta P_k, \quad (4.13)$$

где P_n, P_k – давление в начале и в конце рассматриваемого участка, кг/м³;

L_1 – горизонтальное перемещение потока смеси на единицу длины (1 м);

ΔP_T – безвозвратные потери давления на трение, кг/м³;

ΔP_k – затраты давления на приращение кинетической энергии смеси, кг/м³.

Общее сопротивление движению смеси на данном участке:

$$P_c = l_1 (\Delta P_T + \Delta P_K), \quad (4.14)$$

Для стабильной работы пневмотранспорта смеси по горизонтальным трубопроводам необходимо, чтобы

$$\frac{H \gamma_c}{10} = l_1 (\Delta P_T + \Delta P_K), \quad (4.15)$$

где H – высота вертикального става, м;

γ_c – удельный вес смеси, т/м³.

В практике сопротивление движению смеси на данном участке должно быть меньше давления сжатого воздуха в магистрали у пневмоэжектора, т.е. $P_c < P_v$. Поэтому высоту вертикального става труб необходимо определить с учетом условия

$$H > \frac{10 P_c}{\gamma_c}. \quad (4.16)$$

Например, при удельном весе твердеющей смеси на основе пыли 1,7 т/м³ и давлении сжатого воздуха в магистрали 6 кг/см³ высота вертикального става принимается свыше 36 м. В случае если $H < 36$ м, возможен обратный выброс смеси через вертикальный участок трубопровода. С учетом этого при выемке запасов в этаже между горизонтами необходимо точно определять место установки закладочного комплекса на площадке у устья вскрывающей выработки – штольни. Результаты испытания транспортного трубопровода диаметром 100 мм подтверждают правомерность основных положений предложенного расчета. При транспортировке смеси на расстояние 315 м скорость потока в конце трубопровода достигает примерно 6 м/с, что указывает на возможность применения пневмотранспорта материала на относительно дальние расстояния.

Искусственный массив, возведенный с примененной твердеющей смеси, должен обладать такой прочностью, которая позволяла бы ему выдерживать статические нагрузки от горного давления, динамические нагрузки при отбойке руды в соседних камерах, а также допускать значительные площади

обнажений, возникающих в результате выемки руды в соседних камерах. Вышеприведенные расчеты и результаты производственных экспериментов по отбойке руды показывают, что указанная прочность искусственного массива в условиях разработки месторождений корунда составляет 5–10 МПа. Однако процесс формирования закладочного массива в значительной мере определяется тем, в каком виде подается закладочная смесь в камеру – в готовом или с раздельным поступлением компонентов.

Подготовка выработанного пространства к закладке твердеющей смесью заключается в устройстве ограждений (перемычек) и маркшейдерской съемке подлежащих заполнению пустот. Деревянные перемычки, например, устанавливаются в блоке, в погрузочных ортах и в подэтажных штреках. При условии, что водоотделение из закладываемого массива не происходит, устройство для дренажа воды не предусматривается.

Возведение закладочного массива при отработке блока осуществляется методом подачи твердеющей смеси в готовом виде. Сущность данного метода заключается в том, что твердеющая смесь поступает в выработанное пространство полностью готовая, включая все необходимые компоненты. Приготовление смеси производится на закладочной установке, расположенной на поверхности. Подача смеси в камеру осуществляется с вышележащего горизонта через закладочные окна. Трубопроводы заводятся в камеру, и смесь сбрасывается со всей высоты закладываемой камеры. Закладочная смесь расплывается самотеком по всему сечению камеры – в месте падения материала конус не образуется. Твердение закладочного материала начинается через 12 часов после его укладки в камеру. Массив из твердеющей смеси на основе пыли и песка набирает прочность длительное время – до 1 года и более. Однако наиболее интенсивный рост прочности наблюдается в первые три месяца. При камерно-целиковой системе разработки на участках рудного тела мощностью до 5 м прочность искусственного массива при 6-месячном сроке твердения достигает 63–70 кг/см³. Этот срок обычно и принимается за наименьший, после которого допускается отработка соседних камер и образование обнажений в

заложенном массиве. При разработке системы горизонтальных слоев с закладкой заложенный слой в течение 15–20 дней набирает прочность 88–100 кг/см³ – достаточную для передвижения погрузочно-доставочных машин на пневмоколесном ходу.

При возведении закладочного массива необходимо максимально заполнять пустоты под кровлей камеры. Это обеспечивает устойчивость кровли и равномерность распределения нагрузки на искусственный массив. Обычно заполнение пустот под кровлей осложняется, так как пустоты находятся выше горизонта, с которого поступает закладочная смесь. Дозакладка пустот производится путем устройства перемычки и установки двух труб, один конец которых выводится в штрек, а другой – под кровлю камеры. Одна из них присоединяется к закладочному трубопроводу, другая служит для отвода воздуха из камеры. Сигналом к прекращению закладки служит поступление смеси из воздухоотводящей трубы.

В результате опытно-промышленной проверки произведен выбор технологии приготовления твердеющей смеси на основе пыли и песка, которая становится конкурентоспособной благодаря упрощенной схеме закладочного комплекса.

Экспериментально изучен режим движения по горизонтальным трубопроводам предложенной твердеющей смеси с помощью сжатого воздуха и установлены технические параметры, обеспечивающие устойчивость потока смеси. На основе экспериментального изучения режима движения твердеющей смеси предложен метод расчета транспортного трубопровода. При закладке выработанного пространства составом, не предусматривающим водоотделение, обеспечивается минимальная усадка возводимого закладочного массива.

Как известно, эффективность технического мероприятия определяется экономической оценкой тех изменений, которые вносятся в технологию и организацию производства. При этом необходимо учитывать эти изменения не только на том предприятии, на котором внедряется мероприятие, но также и на тех, на которых потребляется продукция данного предприятия. Поэтому оценку

экономической эффективности закладки твердеющими смесями при разработке месторождений корунда необходимо производить с учетом затрат на добычу и переработку руды, так как часть эффекта от повышения качества руды при добыче реализуется при дальнейшей переработке на фабрике. Такая оценка с учетом всех факторов (потери, разубоживание, затраты на добычу, обогащение и др.) позволит правильно оценить технологию и выбрать для соответствующих условий системы разработки с оптимальными технико-экономическими показателями.

Эффективность технологии системы с твердеющей закладкой при разработке месторождений корунда определяется следующими основными мероприятиями: применением оптимальных параметров и схемы взрывной отбойки, обеспечивающих рациональное конструирование системы, значительное снижение потерь и разубоживания руды; концентрацией горных работ на данном горизонте и расширением производственной мощности предприятия в результате рационального использования запасов с применением подземного способа разработки месторождения; применением комплекса самоходного оборудования на очистной выемке и др. Установление экономической эффективности от внедрения разработанных мероприятий трудно поддается учету, однако по отдельным видам работ удастся произвести расчет экономической эффективности. В таблице 4.10 дана калькуляция себестоимости добычи руды с применением варианта камерно-целиковой системы разработки с отбойкой из подэтажных выработок с последующей закладкой, составленная в результате обработки первичной документации экспериментальных работ, выполненных на опытном участке. В экспериментах учет трудовых затрат, расхода материалов и энергии велся отдельно по подготовительно-нарезным, очистным и закладочным работам. Фактическая себестоимость добычи 1 т руды с применением указанной системы разработки составляет 5112 руб. (цены 2017 г.).

Результаты опытно-промышленных испытаний варианта камерно-целиковой системы с отбойкой руды из подэтажных выработок с последующей

закладкой приведены в таблице 4.11. Испытания подтвердили предположение о надежности конструкции системы и эффективности технологии выемки. Техничко-экономические показатели указанной системы улучшаются при применении погрузочно-доставочных машин. Фактические потери и разубоживание при выемке первичных камер составили соответственно 3,2 и 3,6 %. С учетом возможного увеличения при выемке вторичных камер значения этих показателей в таблице 4.11 несколько завышены. Прибыль, отнесенная на 1 т балансовых запасов, составляет 8765 руб.

Таблица 4.10 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т руды с применением варианта камерно-целиковой системы разработки с отбойкой руды из подэтажных выработок и последующей закладкой

№	Наименование затрат	Сумма, руб.
1	Заработная плата производственных рабочих	960
2	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	146
3	Отчисления	73
4	Материалы	320
5	Энергетические затраты	183
6	Амортизация	92
7	Услуги вспомогательные	366
8	Расходы дополнительные	796

Продолжение таблицы 4.10

№	Наименование затрат	Сумма, руб.
9	Горно-капитальные работы	256
10	Подготовительно-нарезные работы по камере	841
11	Расходы по закладке выработанного пространства	1079
	Себестоимость по руднику	5112

Таблица 4.11 – Техничко-экономические показатели варианта камерно-целиковой системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и последующей закладкой (средняя мощность рудного тела – 5 м)

№	Наименование	Единица измерения	Значение
1	Удельный объем подготовительно-нарезных выработок	м ³ /1000 т	52,4
2	Потери	%	4
3	Разубоживание	%	4
4	Производительность труда рабочего по системе	м ³ /чел.-смену	6,6
5	Средняя производительность камеры	т/мес.	2500
6	Длительность отработки камеры	мес.	6
7	Себестоимость добычи 1 т руды по системе	руб.	2616
8	Себестоимость добычи 1 т руды по руднику	руб.	5112

Исследование основных вопросов технологии систем разработки крутопадающих маломощных рудных тел сложной формы велось по следующим направлениям:

– изучение специфики взрывной отбойки с целью выбора рациональных технологий конструктивного оформления систем разработки рудных тел сложной формы;

- исследование и выбор твердеющей смеси на основе местных материалов – пыли и песка;
- производственное испытание по транспортировке твердеющей смеси и возведению закладочного массива.

Основные результаты исследования свелись к выбору твердеющей смеси на основе вяжущего – пыли и активного заполнителя – песка, отвечающей необходимым условиям экономичности, транспортабельности и прочности закладки. Применение рациональных параметров взрывной отбойки и технологии выемки с закладкой твердеющими смесями обеспечивает нужное качество дробления руды при минимальных потерях и разубоживании, способствует концентрации горных работ на этаже при достаточном фронте очистной выемки.

Решение этих вопросов проводилось комплексным методом, включающим, в частности, обобщение и анализ горнотехнических условий разработки месторождений корунда, анализ мирового опыта разработки аналогичных месторождений, производство натурных экспериментов по взрывной отбойке, производственные наблюдения, анализ методик подбора состава твердеющих смесей на основе вяжущих из отходов производства, исследования физико-механических свойств твердеющих смесей, физико-химические исследования твердеющей смеси на основе пыли, выбор технологии приготовления твердеющей смеси, изучение пневмотранспорта смеси и оценка экономической эффективности технологии системы с закладкой твердеющей смесью на основе пыли.

Проведенные исследования позволили сделать определенные выводы.

В результате экспериментальных работ, выполненных в производственных условиях, изучены закономерности взрывного дробления руды и разрушения вмещающих пород, на основе которых установлена рациональная схема отбойки руды вертикальными слоями с параллельным, иногда веерным, расположением скважин диаметром 65 мм. При сетке $1,5 \times 1,5$

м и удельном расходе ВВ на отбойку $0,81 \text{ кг/м}^3$ выход негабарита составляет 5–6 %, присадка пустых пород (разубоживание) – 2 %. Эффективность взрывной отбойки значительно повышается при применении короткозамедленного способа взрывания с интервалом замедления между рядами скважин 25 мс. При этом значительно сокращается выход негабарита и рудной мелочи, что весьма важно для слеживающихся руд, склонных к весьма неравномерному дроблению. Рекомендован механизированный вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой для выемки участков рудных тел мощностью до 5 м и близко расположенных рудных тел такой же мощности.

Экспериментально изучены свойства отходов производства и рекомендована в качестве вяжущего пыль. Исследован и рекомендован активный заполнитель – песок, значительно сокращающий расход вяжущих материалов.

В результате производственных испытаний по транспортировке твердеющей смеси с помощью сжатого воздуха предложен метод расчета параметров пневмотранспорта смеси по горизонтальным трубопроводам.

Закладка выработанного пространства твердеющей смесью при разработке рудных тел сложной формы улучшает технико-экономические показатели и способствует увеличению производственной мощности участка.

4.4 Технология скважинной отбойки на крутопадающих маломощных корундосодержащих рудных телах

В мировой практике разработки жильных месторождений недостаточно аналогов горных машин и механизмов для эффективной разработки крутопадающих жил [82]. Между тем проводятся теоретические и практические изыскания в направлении создания высокопроизводительного горного оборудования для разработки жильных месторождений полезных ископаемых.

Механизированная разработка жил вертикальными прирезками с отбойкой руды скважинными зарядами является достаточно эффективной технологией.

Отличительной особенностью этой технологии является переход от традиционно применяемой мелкошпуровой к скважинной отбойке руды. Известно, что значительная доля трудовых затрат, составляющих 40–60 % всего технологического процесса добычи руды, приходится на буровзрывные работы, являющиеся начальным звеном общей технологии подземной разработки, от которого в значительной степени зависят последующие циклы технологического процесса получения готовой продукции.

В настоящее время системы разработки маломощных крутопадающих жил характеризуются большими разубоживанием (до 60–70 %) и потерями руды (20–30 %), а также высокой себестоимостью получения конечной продукции. Примечательно, что снижение разубоживания руды на 30–40 % приводит к уменьшению стоимости конечной продукции почти вдвое [3].

Переход к скважинной отбойке и изменение параметров взрывных работ обусловили необходимость изыскания новых методов управления энергией взрыва в узком очистном пространстве с целью рационального ее использования на дробление отбиваемой руды и снижение законтурного действия на вмещающие породы. Готовых решений по выбору параметров скважинной отбойки в этих условиях в горнорудной практике немного, так как исследования по снижению разубоживания и потерь в условиях отработки жильных рудных тел проводились применительно к шпуровой отбойке руды [2,3,91].

Исследования по повышению эффективности разработки жильных месторождений осуществляются по трем направлениям:

- 1) создание технологии разработки крутопадающих маломощных жил;
- 2) создание комплексно-механизированной технологии разработки тонких крутопадающих жил;
- 3) создание технологии разработки жильных месторождений с использованием малогабаритного самоходного оборудования.

Первое направление предусматривает переход от шпуровой отбойки к скважинам малого диаметра. Поэтому совершенствование технологии скважинной отбойки руды в узком очистном забое и изучение особенностей разрушения массива пород в этих условиях приобретают большую актуальность. При этом основное внимание уделяется решению комплекса задач, связанных с повышением показателей извлечения балансовых запасов, улучшением качества дробления руды и снижением законтурного действия взрыва скважинных зарядов на вмещающие породы.

Повышение эффективности технологии скважинной отбойки руды маломощных крутопадающих жил достигается улучшением ее технологических свойств за счет уточнения элементов залегания рудных тел, своевременным установлением пространственного положения контуров промышленного оруденения на локальном участке блока, оконтуриванием непромышленных участков и управлением действием взрыва скважинных зарядов, позволяющим снизить выход рудной мелочи, негабарита и объем примешиваемых пустых пород по контактам жилы. Основные задачи исследования включают:

- изучение изменчивости элементов залегания жильных рудных тел, влияющей на эффективность технологии сплошной выемки прирезками по простиранию;
- установление пространственного положения контуров промышленного оруденения при скважинной отбойке жил;
- изучение влияния рудоспособности жильных тел на основные показатели эффективности очистной выемки;
- изучение закономерностей взрывного дробления руды скважинными зарядами и установление рациональных параметров отбойки и способов управления энергией взрыва;
- разработку рекомендаций по технологии отбойки маломощных жил скважинными зарядами.

Отличительной особенностью жильных месторождений является сложность и разнообразие условий залегания рудных тел. В большинстве

случаев жильные месторождения представлены отдельными рудными телами. Сложная морфология и разнообразие условий залегания жильных тел обуславливают высокие трудовые затраты при их разработке. Это в значительной степени объясняется изменчивостью элементов залегания рудных тел, различием физико-механических свойств руды и вмещающих пород, наличием тектонических нарушений и др.

Одним из важных параметров, характеризующих жильные месторождения, является его мощность. По величине мощности различают жилы: тонкие (менее 0,7 м), маломощные (от 0,7 до 2,0 м), средней мощности (от 2 до 4–5 м), мощные (свыше 5 м).

Мощность рудных тел на жильных месторождениях колеблется от нескольких сантиметров до 3–5 м и более, простирание их изменяется от нескольких сотен метров до 1–2 км и более. Большинство жильных месторождений представлены рудными телами мощностью от 0,2–0,5 до 2–3 м. Характер изменчивости мощности на большинстве жильных месторождений остается плавным, непрерывным и незакономерным.

Распределение корунда по величине мощности рудных тел в общем идентично распределению запасов руды. По этим данным можно заключить, что более 60 % запасов как руды, так и металла на жильных месторождениях представлено маломощными рудными телами от 0,8 до 3,0 м.

По величине угла падения различают рудные тела: пологие ($0\text{--}20^\circ$), наклонные ($20\text{--}50^\circ$) и крутые ($50\text{--}90^\circ$). Преобладающее распространение (до 70 %) имеют жильные месторождения с углом падения рудных тел свыше 60° .

Однако угол падения рудного тела может меняться даже в пределах высоты этажа. Как показывают исследования, амплитуда колебаний угла падения в эксплуатационном блоке изменяется от нескольких градусов до $15\text{--}20^\circ$ и более.

По морфологическим признакам жилы подразделяются на простые и сложные. К простым относятся плитообразные, рубцовые, камерные,

линзообразные, к сложным – сетчатые, ветвящиеся, лестничные, седловидные, рудные зоны и штокверки.

Характерными особенностями жильных месторождений, оказывающими существенное влияние на эффективность применяемых систем разработки, являются высокая концентрация и крайне неравномерное распределение в рудном теле полезного компонента.

Нередко в пределах эксплуатационных блоков наблюдаются пережимы и выклинивания, переходящие в тонкий прожилок, не несущий промышленного оруденения. Часто наблюдаются резкие скачки содержания корундов в руде, перемежающиеся с участками. Промышленное оруденение может быть представлено тонкой жилой и орудененными вмещающими породами в виде небольших линзочек или небольших участков, разбросанных во вмещающих породах.

Другим важным параметром, характеризующим промышленное оруденение, является содержание полезных компонентов. Изменение содержания по жильным месторождениям носит скачкообразный и прерывистый характер.

Важное значение на жильных месторождениях при выборе систем разработки имеют характер контактов жилы с вмещающими породами, а также устойчивость руды и породы.

Контакты рудных тел могут быть четкими. В этом случае контур рудного тела легко определить визуально по различию в вещественном составе руды и вмещающих пород или по изменению цвета бурового шлама.

При неясных контактах контур рудного тела определяют по результатам опробования приконтактной зоны. Контур рудного тела в этом случае устанавливается по бортовому содержанию полезного компонента.

По форме контактовые поверхности подразделяются на ровные и извилистые. Извилистым контактам характерно наличие апофиз, ветвлений, оруденение вмещающих пород.

По степени отделяемости от пород различают контакты прочные и слабые. При прочных контактах руда отделяется от массива вместе с породой в виде сростков, часть же руды может остаться не отбитой. При слабых контактах между рудой и породой, как правило, имеются прослойки. Иногда по контакту прослеживаются тектонические трещины.

По характеру контактов на жильных месторождениях принято выделять четыре типа сочетания наиболее важных признаков (таблица 4.12). В практике наиболее распространены 2-й, 3-й и 4-й типы контактов [2].

Таблица 4.12 – Типы контактов на жильных месторождениях

Тип	Название контактов
1	Ровные, четкие, слабые
2	Ровные, четкие, прочные
3	Извилистые, четкие, прочные
4	Извилистые, неясные, прочные

Таким образом, для месторождений жильного типа характерно разнообразие горно-геологических и морфологических особенностей: наличие апофиз, параллельных и сближенных рудных тел, неравномерность и прерывистость оруденения, изменчивость мощности, угла падения и азимута простирания, сложный минералогический состав, разнообразие физико-механических свойств руды и вмещающих пород и характера их контактов, существенно влияющих на показатели качества и полноты извлечения полезного ископаемого из недр.

Среди разнообразных морфологических типов месторождений, на которых осуществляется добыча корундов, большое распространение имеют жильные месторождения. Доля этих месторождений составляет более 50 %.

Величина разубоживания достигает весьма ощутимых значений, составляя в среднем для жильных месторождений 20,40 % (рисунок 4.14) (Повышение эффективности..., 1977; Рафиенко, 1967). Для предприятий,

разрабатывающих жилы небольшой мощности со сложными условиями залегания, разубоживание достигает 60 %.

Увеличению разубоживания способствуют имеющиеся место при ведении очистных работ безрудные участки или участки жил с непромышленным содержанием в них полезных компонентов, которые нельзя оставлять при выемке руды в недрах в виде целиков из-за принятой технологии, порядка и организации работ в очистном блоке.

Различают разубоживание первичное (неизбежное), возникающее в процессе отбойки, и вторичное (дополнительное) – за счет отслоений и примешивания боковых пород при выпуске руды из магазина. При разработке весьма тонких жил, мощностью до 0,7 м, величина первичного разубоживания достигает больших значений за счет значительного превышения выемочной мощности средней мощности рудного тела. Так, при средней мощности рудных тел 0,57 м по рудникам промышленности средняя выемочная мощность равна 1,45 м.

На рудниках для отработки рудных тел мощностью свыше 4 м применяют системы подэтажных штреков с отбойкой руды скважинными зарядами. Общее разубоживание в этом случае составляет 22 %, в то время как на вторичное разубоживание приходится 15 %.

На месторождениях, разрабатываемых системами с магазинированием руды, общее разубоживание достигает 37 %.

Интенсивная нарушенность руды и боковых пород и невысокая устойчивость обусловили применение на некоторых рудниках системы разработки с закладкой очистного пространства. Разубоживание при этом составило 28–32 %.

Рудные тела мощностью 0,3–0,5 м в недостаточно устойчивых вмещающих породах разрабатываются потолкоуступной системой разработки короткими блоками. Разубоживание составляет 60 %, в том числе вторичное – 17–18 %.

Жилы мощностью от нескольких сантиметров до 1,5 м и более, составляя в среднем 0,4 м, разрабатываются системами разработки со слоевым магазинированием, выемкой сплошным забоем и распорной крепью. Значение общего разубоживания при этих системах разработки существенно не различается, составляя в первом случае 53 %, во втором – 60 %.

Рудные тела мощностью 1–2 м отрабатываются системами с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой. Рудные тела отличаются сложным строением и высокой изменчивостью контуров, что ограничивает глубину бурения шпуров до 1,1–1,2 м. Разубоживание при этом составляет 23 %.

На рудниках также жилы со средней мощностью 0,2–0,6 м отрабатывают системой блокового магазинирования, системой разработки сплошным забоем по восстанию и распорной крепью. Разубоживание для системы блокового магазинирования составляет 70 %, для системы разработки сплошным забоем по восстанию – 60 %.

Установлено, что при недостаточно устойчивых породах и невысокой интенсивности очистной выемки величина вторичного разубоживания резко возрастает. В результате исследований выявлена взаимосвязь между интенсивностью очистной выемки с 10–12 м/мес. до 20–25 м/мес., т.е. вдвое, позволяет сократить вторичное разубоживание до 3–4 %, или в 4–5 раз.

При системах с магазинированием руды и недостаточно устойчивых породах вторичное разубоживание может достигнуть 20–30 %. Это подтверждается опытом разработки жильных месторождений. Так, за счет дополнительного разубоживания объем выдаваемой рудной массы систематически превышает объем отбитой руды на 33 %.

Подсчеты показывают, что дополнительные затраты за счет дополнительного разубоживания составляют до 25–30 % в полной себестоимости концентрата.

Одним из важнейших факторов, влияющих на разубоживание, является сейсмическое действие взрыва на боковые породы.

Снижение законтурного действия может быть достигнуто за счет определения рациональных параметров буровзрывных работ, а также применения короткозамедленного контурного взрывания с предварительным щелеобразованием. В процессе проведения исследований доказана целесообразность применения КЗВ с рациональным интервалом замедления для определенных условий, позволяющего снизить законтурное действие взрыва и обеспечить лучшее качество дробления руды. Весьма важное значение при выемке жильных тел имеет гранулометрический состав отбитой руды. Выход негабарита обуславливает увеличение затрат на 1 т добытой руды за счет дополнительных расходов на вторичное дробление, а выход мелочи способствует увеличению потерь руды и драгоценных камней в неровностях очистного пространства.

При отбойке жил с выемочной мощностью до 4 м значительно влияние «зажима». Выход рудной мелочи (<50 мм) при этом составляет более 50 %. Увеличение удельного расхода ВВ в 1,7 раза с увеличением диаметра шпуров с 28 до 46 мм приводит к незначительному возрастанию выхода мелочи – всего на 4 %.

Исследованиями установлены рациональные параметры при отбойке руды скважинами диаметром 56 мм и длиной 11–16 м. При этом учитываются затраты на вторичное дробление, свидетельствующие о появлении негабарита, который при шпуровой отбойке практически отсутствует.

Установлено, что потери драгоценных камней обусловлены выходом мелких фракций, которые составляют 30–55 %, достигая в неблагоприятных условиях отбойки 60–70 %; выход негабарита при отработке жил мощностью менее 0,7 м в большинстве случаев происходит за счет отслоения нарушенных взрывом боковых пород за пределами плановой выемочной мощности.

Большой выход мелочи при отбойке жил обусловлен перенасыщением энергией высокобризантных ВВ обуренного и взорванного объема руды, который определяется спецификой отбойки в узком очистном пространстве

(использованием стандартных схем буровзрывных работ с небольшими расстояниями между шпурами и наличием «зажима»).

Исследования по использованию различных ВВ при шпуровой отбойке жил показали, что выход рудной мелочи в зависимости от применяемых ВВ и условий взрывания колеблется в пределах 40–75 %, а выход негабарита – 0,15–13,00 %. Большие значения выхода мелочи соответствовали условиям применения ВВ с высокими детонационными характеристиками. Одновременное увеличение линии наименьшего сопротивления (ЛНС) и удельного расхода ВВ на отбойку привело к возрастанию выхода фракций как мелочи, так и негабарита, причем в большей степени при использовании высокобризантных ВВ.

Установлено, что при отбойке рудных жильных тел игданитом с его невысокой скоростью детонации и большой шириной зоны химической реакции выход дробленого продукта (<300 мм) составляет 93–97 % при любой ЛНС. При взрывании детонитом он снижается до 91–93 %, причем выход мелочи (<50 мм) в этом случае наибольший, а выход негабарита возрастает с 3–7 до 7–9 %.

Замена детонита при отбойке руд аммонитом 6ЖВ с удельным расходом 0,6–0,8 кг/м³ позволила снизить выход рудной мелочи с 70 до 40–50 % при неизменных параметрах взрывной отбойки. Уменьшение удельного расхода аммонита до 0,5–0,7 кг/м³ снижает выход мелочи до 20–40 %, однако это приводит к появлению негабарита в отбитой руде. Утверждается, что выход мелочи для сплошных зарядов не может быть снижен за счет изменения сетки расположения или диаметра скважин, оставаясь во всех случаях на достаточно высоком уровне (25–30 %), а более равномерное дробление руды, практически при тех же параметрах отбойки, можно обеспечить за счет применения простейших ВВ.

Из обзора взрывной отбойки жильных тел можно заключить, что вопрос уменьшения выхода рудной мелочи при взрыве, с которым связаны потери драгоценных камней в неровностях выработанного пространства, по-прежнему

остается актуальным, а при переходе от мелкошпуровой отбойки к скважинной возникает задача снижения выхода негабарита. В таблице 4.13 приведены основные технико-экономические показатели систем разработки, применяемых на крутопадающих жильных месторождениях.

Таблица 4.13 – Техничко-экономические показатели систем разработки, применяемых на крутопадающих жильных месторождениях

Система разработки (класс 1–4)	Производитель- ность труда, м ³ /чел.-смену		Интенсив- ность очистной выемки, м/мес.	Потери руды, %	Разубо- живание, %	Расход лесомате- риалов, м ³ /м ³
	бури- льщи- ка	забой- ного рабо- чего				
1 С открытым очистным пространством: с валовой выемкой	3,5– 7,2	0,8–1,3	4–6	10–12	20–80	0,02–0,04
1 С открытым очистным пространством: с раздельной выемкой	2,0– 2,8	0,3–0,5	2,5–2,0	5–8	15–50	–

Продолжение таблицы 4.13

Система разработки (класс 1–4)	Производитель- ность труда, м ³ /чел.-смену		Интенсив- ность очистной выемки, м/мес.	Потери руды, %	Разубо- живание, %	Расход лесомате- риалов, м ³ /м ³
	бури- льщи- ка	забой- ного рабо- чего				
2 С магазинированием: блоковое магазинирование	8– 10(14)	4,0–5,0	8–10(30– 40)	10–12	15–80	0,01–0,02
2 С магазинированием: с отбойкой из восстающих	10– 12(15)	3,0–4,0	4–5(7)	10–12	50–60	0,03–0,07
2 С магазинированием: со слоевым магазинированием	6– 8(12)	3,0–4,0	5–6(10–15)	10–12	40–60	0,02–0,06
3 С креплением очистного пространства: с усиленной распорной крепью	3–5	0,4–1,2	3–4	8–10	20–80	0,1–0,2
4 С закладкой выработанного пространства: сплошным горизонтальным забоем	2–5	0,7–1,0	4–8(12)	10– 12(20)	15–50	0,02

Продолжение таблицы 4.13

Система разработки (класс 1–4)	Производитель- ность труда, м ³ /чел.-смену		Интенсив- ность очистной выемки, м/мес.	Потери руды, %	Разубо- живание, %	Расход лесомате- риалов, м ³ /м ³
	бури- льщи- ка	забой- ного рабо- чего				
4 С закладкой выработанного пространства: с раздельной выемкой руды	2–4	0,8–1,2	2,5–3,5	3–6	3–5	0,03–0,09

По данным таблицы 4.13 видно, что системы разработки, относящиеся к 1-му, 3-му и 4-му классам, отличаются низкими показателями производительности очистной выемки, а также высокими трудовыми затратами по возведению крепи и рабочей площадки в открытом очистном пространстве или возведению закладочного массива при системах с закладкой очистного пространства. Потери и разубоживание руды при этих системах почти такие же, как и при системах с магазинированием руды, отличающихся от первых простотой конструктивного решения, удобством ведения очистных работ, более высокими показателями производительности труда, интенсивности очистной выемки и относительно небольшими трудовыми затратами на вспомогательные технологические операции очистной выемки. Исключение составляют системы с раздельной выемкой руды, отличающиеся более высокими показателями качества и полноты извлечения руды из недр. Однако с учетом того, что удельный вес систем разработки с открытым очистным пространством, с креплением очистного пространства и с закладкой выработанного пространства, каждой в отдельности, составляет от 5 до 15–20 % и из года в год сокращается, подробнее приведен анализ системы с магазинированием руды, на

долю которой приходится свыше 60 % от общей добычи из жильных месторождений.

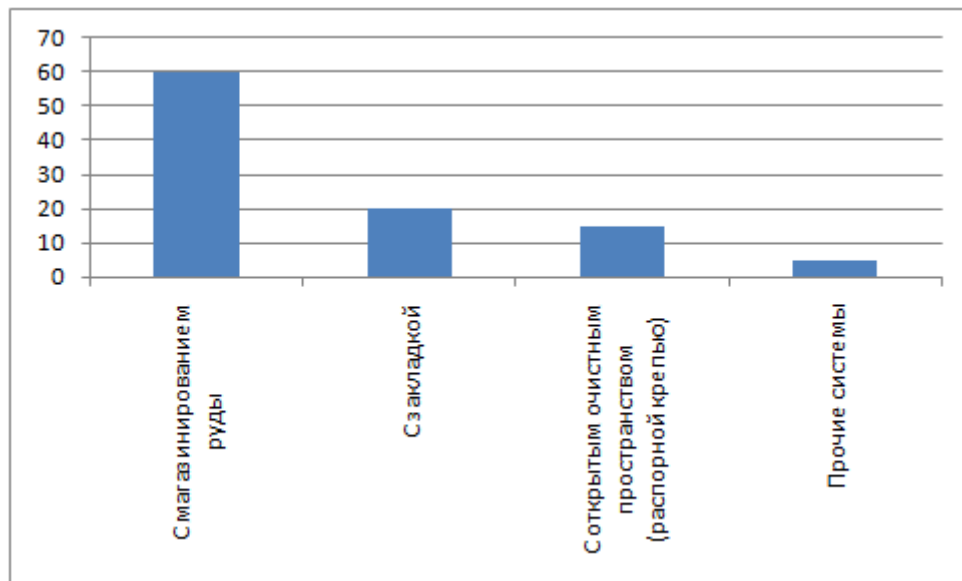


Рисунок 4.5 – Удельный объем различных систем разработки в общей добыче руд из жильных месторождений, %

Особенно широкое распространение получила система с магазинированием руды. Создан ряд высокоэффективных вариантов выемки жил: слоевое магазинирование руды; система с отдельной выемкой жильной массы и магазинированием вмещающих пород; нисходящая разработка жил с закладкой выработанного пространства подрываемыми вмещающими породами.

Для таких месторождений системы с магазинированием руды являются основными, при разработке месторождений доминирующее положение занимают варианты системы с магазинированием и распорной крепью.

Системы с магазинированием обычно применяют при выдержанных элементах залегания крутопадающих залежей с устойчивой рудой и достаточно устойчивыми породами. При рудах, склонных к слеживанию, обычно применяют варианты систем разработки, не допускающие длительного хранения отбитой жильной массы в очистном пространстве (слоевое магазинирование, с отдельной выемкой жильной массы и магазинированием

вмещающих пород, системы с открытым очистным пространством и др.). Отличаясь от других систем, применяемых при разработке жильных месторождений, простотой конструктивного решения и удобством ведения очистных работ, система с магазинированием руды и ее модификации обеспечивают относительное увеличение производительности труда (в 1,4–1,7 раза), более высокую интенсивность очистных работ и низкую трудоемкость основных технологических процессов. Производительность труда забойного рабочего достигает 5–12 м³/смену. Системы с магазинированием руды отличаются также низким расходом лесоматериалов 0,015–0,050 м³/м³.

К преимуществам систем с магазинированием руды можно отнести имеющийся резерв отбитой замагазинированной руды, позволяющий регулировать качество выдаваемой руды посредством шихтовки с разных блоков. Однако это оправдано при достаточно высокой устойчивости вмещающих пород, в противном случае увеличивается разубоживание за счет отслоений боковых пород.

Системам с магазинированием руды свойственны значительные потери руды, складывающиеся из оставленной руды в надштрековых, подштрековых междублоковых целиках (до 5–7 % от общего количества руды в блоке) и отбитой обогащенной рудной мелочи (до 10 % запасов блока), оставляемых в неровностях лежачего блока в выработанном пространстве, скоплений ее между выпускными дучками в виде зависания отбитой руды в очистном пространстве.

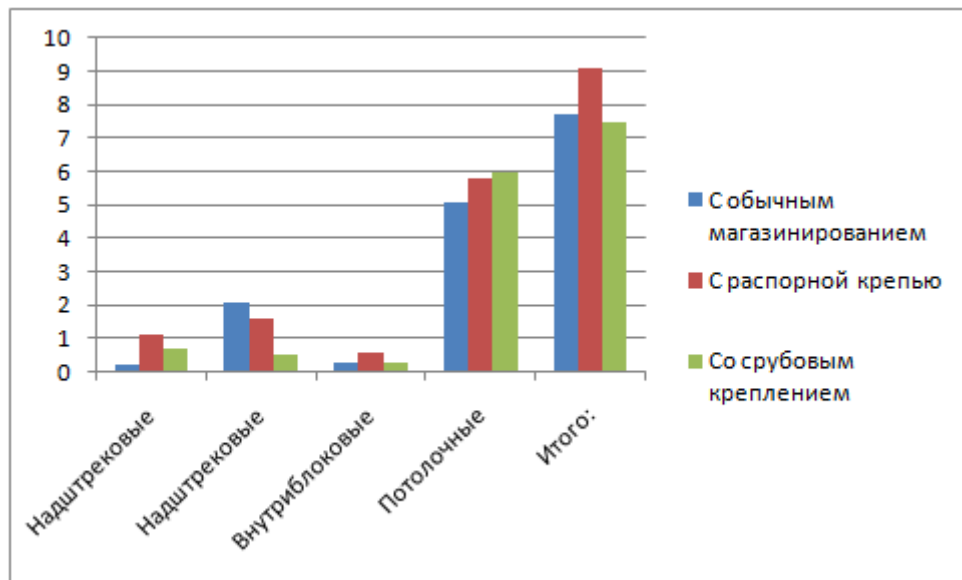


Рисунок 4.6 – Структура потерь полезного ископаемого в целиках при различных вариантах систем с магазинированием руды, %

При нечетких контактах усложняется определение контуров промышленного оруденения в процессе очистной выемки. Определение контуров промышленного оруденения в процессе очистной выемки малоэкспрессными методами опробования приводит к опережению очистной выемки, отклонению ее границ от геологических контуров рудного тела и, как следствие, к потерям и разубоживанию руды.

Потери руды при погашении целиков нередко доходят до 50 %, однако они составляют не более 1–2 % от общих запасов блока.

Для оценки потерь драгоценных камней в рудной мелочи и определения факторов, влияющих на величину этих потерь, были исследованы более 400 отработанных блоков. С лежачего блока очистного пространства было отобрано 1050 проб. Пробы по крупности рудной мелочи были разделены на фракции. Анализ на содержание драгоценных камней в разных фракциях показал, что при увеличении угла падения с 45–50° до 75° потери заметно снижаются и при углах свыше 80° становятся менее существенными. Потери драгоценных камней в рудной мелочи нередко достигают 12–15 % от общих запасов в блоке.

Действенным способом устранения потерь рудной мелочи является гидравлическая зачистка отработанных блоков, обусловившая широкое ее применение на отечественных и зарубежных рудниках.

Экономический эффект от гидравлической зачистки блоков по одному руднику за один год может составить свыше 366 млн руб.

Таким образом, общие потери руды при системах с магазинированием руды составляют до 15 % от промышленных запасов и имеют тенденцию к увеличению за счет вовлечения в отработку месторождений со сложными геоморфологическими условиями залегания рудных тел (рисунок 4.18).

Большое влияние на потери руды оказывает неравномерность оруденения рудных тел. Включение в отработку безрудных зон приводит к росту разубоживания, а это, в свою очередь, является причиной повышения потерь при обогащении. При этом значительно возрастают затраты на единицу конечной продукции из-за дополнительных расходов по отбойке, транспортировке и переработке разубоживающих руду пород.

Из вышеизложенного следует, что применение систем с магазинированием руды, которым свойственны высокое разубоживание (до 60–80 %) и большие потери драгоценных камней (до 15 %), при разработке месторождений корунда крайне нежелательно, и область применения этих систем должна ограничиваться добычей руд невысокой ценности, с выдержанными элементами залегания, достаточно устойчивыми вмещающими породами и мощностью рудного тела свыше 1 м.

В ряде стран это обусловило переход от освоенной системы с магазинированием на системы с закладкой выработанного пространства. За рубежом удельный объем добычи руды системами с магазинированием руды составляет не более 25 %. Как видно по данным рисунка 4.7, системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений за рубежом по удельному объему значительно уступают системам с закладкой выработанного пространства.

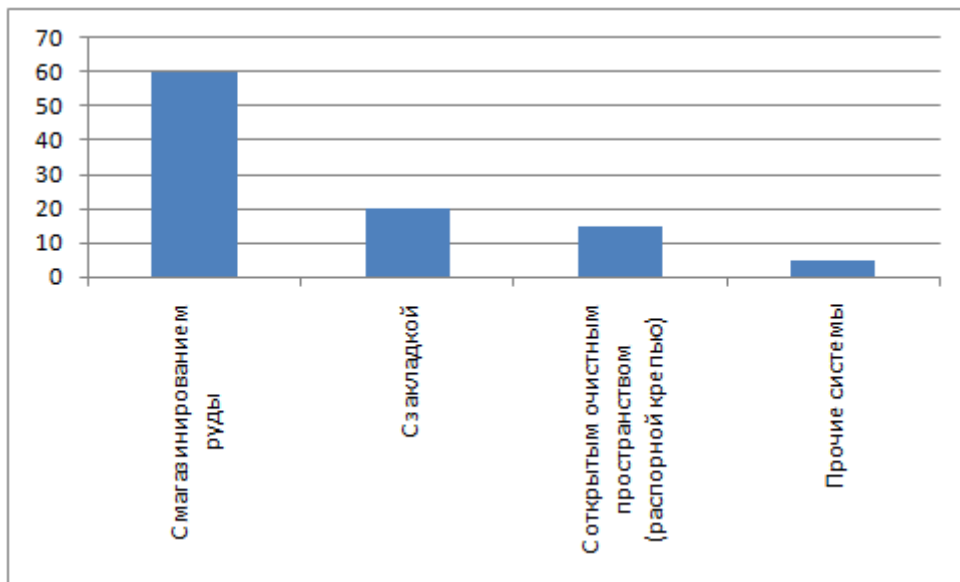


Рисунок 4.7 – Удельный объем систем, применяемых при разработке жильных месторождений за рубежом, %

Добыча руды по предприятиям, разрабатывающим жилы, за последние 20 лет возросла в 1,5 раза, тогда как валовая ценность корундового сырья снизилась на 15–20 %. Снижение валовой ценности корундосодержащих руд объясняется тем, что в отработку включаются жилы со сложными элементами залегания и маломощные рудные тела. При этом существующая технология и применяемые механизмы не позволяют вынимать жильную массу с наименьшим разубоживанием, вследствие чего уменьшается содержание драгоценных камней в добытой руде. Поэтому увеличение добычи корундов должно осуществляться не только за счет расширения масштабов добычи и вовлечения в эксплуатацию новых месторождений, но и за счет более полного рационального освоения минерального сырья, добываемого на действующих предприятиях.

Проведенный анализ позволяет заключить, что качественные показатели систем разработки, применяемых на жильных месторождениях, стабилизировались на одном уровне, а в некоторых случаях заметна тенденция к их ухудшению. Темпы же роста производительности труда как подземного рабочего, так и рабочего забойной группы за последние 10–15 лет также нельзя признать удовлетворительными.

Это можно объяснить тем, что существующие системы разработки исчерпали свои возможности. Порядок ведения очистных работ (выемка по восстанию), специфика работы в узком очистном пространстве, невозможность применения в узком забое высокоэффективных механизмов и машин и обусловленные этим высокие трудовые затраты на основных и вспомогательных процессах очистной выемки не позволяют существенно повысить как производительность труда рабочих, так и показатели качества и полноты извлечения полезного ископаемого из недр. Из перечисленных недостатков, присущих системам разработки жильных месторождений, следует выделить ряд основных:

- относительно низкие показатели полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр;
- высокие затраты ручного труда на основных и вспомогательных технологических процессах;
- недостаточно высокая производительность труда горнорабочих и относительно невысокая интенсивность очистной выемки;
- невозможность применения механизмов и машин в узком очистном пространстве.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что резкое повышение показателей эффективности можно обеспечить за счет комплексной механизации трудоемких технологических процессов, как основных, так и вспомогательных, и использования новейшего высокопроизводительного горного оборудования, совершенствования технологии и конструктивных элементов систем разработки. Увеличение объемов добычи полезных ископаемых приводит к уменьшению запасов в недрах, поэтому рост производства корундов должен планироваться не только за счет расширения масштабов добычи и вовлечения в эксплуатацию новых месторождений, но и за счет более полного и рационального освоения минерального сырья на действующих предприятиях.

В настоящее время вопросы рационального использования природных ресурсов приобретают особое значение в связи со все увеличивающимся ростом оснащенности производства высокоэффективным горным оборудованием, применением новых способов разработки и интенсификации производства, а также ухудшением качества извлекаемых из недр руд и усложнением условий эксплуатации.

Рассмотренные особенности формы и внутреннего строения рудных тел жильных месторождений (элементы залегания и распределения драгоценных камней) характеризуются весьма большой изменчивостью. Поэтому промышленное оруденение по площади эксплуатационных блоков, как правило, не является сплошным, что характерно для многих жильных месторождений корунда. В практике разработки жильных месторождений часто неравномерность оруденения при проектировании технологии и выборе систем разработки недооценивается, что является причиной резкого ухудшения качества извлекаемых руд. Снижение качества руды, в свою очередь, ведет к снижению производственных возможностей обогащения, осложняет процессы обогащения, уменьшает коэффициент извлечения при обогащении, в целом снижая величину извлекаемой ценности и прибыли предприятия. Поэтому весьма важно до начала очистных работ в блоке располагать данными как об объемах непромышленных включений в рудном теле, так и о пространственном их положении с целью изыскания возможностей повышения качества извлекаемой руды за счет оставления непромышленных участков в массиве в виде целиков.

Анализ систем разработки крутопадающих жильных месторождений показал, что резкое повышение показателей эффективности возможно за счет комплексной механизации технологических процессов очистной выемки с использованием высокопроизводительных машин и механизмов.

Результатом проведенных исследований в этом направлении явилось появление новой технологии сплошной выемки жил прирезками по простиранию на базе механизированных очистных комплексов.

Новой технологии свойственны следующие особенности, принципиально отличающие ее от применявшихся ранее систем разработки крутопадающих жильных месторождений:

- отбойка руды горизонтальными глубокими скважинами малого диаметра ($L = 12$ м; $d = 50,55$ мм);
- сплошная выемка запасов руды в блоке прирезками по простиранию рудного тела;
- исключение нахождения людей в открытом очистном пространстве и их непосредственного контакта с грудью забоя в силу конструктивных особенностей систем разработки;
- сложность задания азимута бурения отбойных скважин из бурового восстающего в соответствии с изменчивостью параметров рудного тела с целью обеспечения полноты и качества извлечения полезного компонента;
- механизация основных и вспомогательных процессов очистной выемки, сведение к минимуму использования физического труда, обеспечение безопасности и гигиенических условий работы;
- увеличение законтурного действия взрыва за счет применения скважинных зарядов вместо обычных шпуровых.

Перечисленные выше особенности новых систем и технологии разработки выдвигают ряд требований, направленных на повышение геологической изученности оконтуренных запасов, с точки зрения обеспечения качества и полноты выемки рудных тел глубокими скважинами.

В связи со сложностью задания азимута бурения отбор отбойных скважин из бурового восстающего в соответствии с изменчивостью параметров рудного тела осуществляется с целью обеспечения полноты и качества извлечения полезного компонента, механизации основных и вспомогательных процессов очистной выемки, сведения к минимуму использования физического труда, обеспечения безопасных и гигиеничных условий работы, снижения законтурного действия взрыва за счет применения скважинных зарядов вместо

обычных, получения качества и полноты выемки рудных тел глубокими скважинами.

Существенное влияние на разрушение горных пород оказывает количество одновременно взрываемого ВВ. Как было показано выше, характерной особенностью дробления руды в условиях разработки жильных месторождений является значительный (до 40–60 %) выход рудной мелочи (<50 мм), являющейся основным источником потерь драгоценных камней на неровностях лежащего бока очистного пространства.

Применение скважинной отбойки в узком очистном пространстве приводит к появлению негабарита в отбитой руде, который при мелкошпуровой практически отсутствует. Поэтому применение скважинных зарядов с увеличенным диаметром в этих условиях может привести к повышенному выходу несортируемой рудной мелочи, образующейся в зоне бризантного действия взрыва, и разубоживанию от подрыва вмещающих пород. До настоящего времени совершенствование буровзрывных работ развивалось в основном в области применяемой шпуровой отбойки, а использование скважинной отбойки при разработке маломощных жил ограничивается несколькими примерами.

В свете современного состояния вопроса целью является повышение эффективности технологии отбойки жил скважинами малого диаметра, а также улучшение технологических свойств горной массы за счет уточнения элементов залегания рудных тел и управления энергией взрыва, позволяющих повысить качество дробления и устойчивость законтурного массива. В соответствии с недостаточной освещенностью рассматриваемых вопросов и поставленной целью основными задачами исследования являются:

- изучение изменчивости элементов залегания жильных рудных тел, влияющей на эффективность технологии сплошной выемки прирезками по простиранию;

- установление пространственного положения контуров промышленного оруденения при скважинной отбойке жил;
- изучение влияния рудоносности жильных тел на основные показатели эффективности очистной выемки;
- изучение закономерностей взрывного дробления руды скважинными зарядами малого диаметра и установление рациональных параметров отбойки и способов управления энергией взрыва в пространстве и времени, обеспечивающих нужное качество дробления и снижение законтурного действия;
- разработка рекомендаций по технологии отбойки маломощных жил;
- определение экономического эффекта от внедрения результатов исследования, направленных на повышение эффективности отбойки крутопадающих маломощных жил скважинными зарядами.

4.5 Технология отработки корундсодержащих горных пород жильных месторождений с применением гидроразрыва

В последние годы в связи с быстрым освоением множества месторождений разных геологических типов удельный вес жильных месторождений в добыче руд существенно сокращается [33, 123, 139, 144, 147]. Связано это в основном с возможностью освоения крупных месторождений, представленных рудными телами большой мощности.

В силу своего геологического строения, сложных горно-геологических, геомеханических и особенно горнотехнических условий освоения коренные месторождения корунда, расположенные, как правило, в высокогорных районах, в настоящее время не являются привлекательными объектами для инвестиций [1, 6, 34, 32, 9]. Месторождения данной группы располагаются на высоте свыше 2,0 км от уровня моря в Таджикистане, Афганистане, Пакистане, Индии, Бирме и т.д. Несмотря на то, что высокое качество, стоимость сырья и

преобладающая возможность штольневого вскрытия месторождений способна обеспечить высокую прибыльность разработки и минимальные сроки окупаемости капитальных вложений, данные условия трудновыполнимы из-за отсутствия в районах расположения месторождений на большой высоте в труднодоступных местах воды, электричества, достаточного содержания кислорода в воздухе и пр.

Рубины сконцентрированы в двух продуктивных зонах: Верхней и Нижней. Они залегают параллельно друг другу, прослеживаясь на расстоянии в сотни метров, и отделены мраморно-кристаллосланцевой толщей мощностью около 100 м. Верхняя зона, основная продуктивная зона месторождения Снежное (Таджикистан, Памир), прослежена по простиранию на 290 м, по падению – на 30 м. В естественном эрозионном срезе протягивается на глубину 150 м. Она представляет собой согласное внутрипластовое тело крайне изменчивой мощности, варьирующей от 0,0 до нескольких сантиметров и от нескольких сантиметров до 0,5–0,6 м, редко до 1 м. Протяженность участков зоны средней мощности (0,15 м) по простиранию и падению – от нескольких метров до 25 м. В целом зона имеет форму вытянутой по простиранию четко видной залежи, в которой неравномерно чередуются раздувы с пережимами. [9]

Рубин в продуктивной зоне ассоциируется со слюдами: ярко-зеленым фукситом, бесцветным мусковитом (серицитом), светло-коричневым флогопитом, суммарное количество которых колеблется в широких границах – до 70 % объема зоны. Кристаллы самоцвета распределены неравномерно. Наибольшее их количество располагается в раздувах зоны. Они ориентированы по отношению к контактам по-разному: то перпендикулярно, то параллельно, то диагонально, и как бы разрезают сланцеватость.

Количество корунда-сырца, извлекаемого из 1-го «гнезда» (раздува зоны) колеблется от 20 г до 50 кг. Выход кондиционного (ювелирного и кабошонного) материала из корунда-сырца – от 0 до 10 %, в среднем 0,9 %. Значение месторождения значительно повышает коллекционный материал,

представленный крупными кристаллами и друзами кристаллов ярко-красного корунда.

Вмещающие мраморы в висящем и лежащем боках продуктивной зоны заметно минерализованы и представлены неравномерно рассеянными вкраплениями флюопита, фуксита, флогопита, скаполита, графита и др., а также мелкими кристаллами рубина.[9] Перечисленные минералы формируют минералогический ореол (своего рода ореол рассеяния), окаймляющий рубиноносную зону со стороны висящего и лежащего боков и прослеживающийся на некоторое расстояние вкrest простирания зоны – до 12 м.

Нижняя продуктивная зона расположена в 100 м к югу от Верхней. Ее протяженность по простиранию – 260 м. Мощность с учетом ореола минерализованных мраморов – до 10 м. На глубину по падению прослеживается до 50 м.

По главным характеристикам и параметрам: характеру изменчивости мощности и внутреннего строения рудных залежей, по крайне неравномерному содержанию полезного компонента, его количеству и качеству, месторождение отнесено к IV группе сложности.

Промышленный потенциал месторождения Снежное (по сумме запасов и ресурсов) составляет: корунд-сырец – 13,8 т; ювелирный корунд – 612 тыс. карат; коллекционный корунд – 1,5 т.

К настоящему времени месторождение отработано карьерной выработкой на глубину около 30 м. Оставшиеся потенциальные запасы рубина в недрах Верхней продуктивной зоны соразмерны крупному месторождению. Отсутствие инвесторов препятствует возобновлению геологоразведочных работ в соответствующих объемах. В то же время потенциальные запасы рубина в недрах обеспечивают для месторождения Снежное приоритет крупнейшего месторождения рубина в данном регионе.

При взрывной отбойке руды, содержащей корунды, с помощью шпуровых зарядов происходит разрушение корундового материала – более

90 % от общего объема. Также основная часть корундов, особенно крупных размеров, разрушается при механическом и взрывном воздействии, так как при резком разупрочнении – переходе горных пород и корундов из напряженного состояния в разгруженное, происходит разрушение крупных кристаллов корунда, образование трещин.

В основном месторождения данного типа, разрабатываемые в сложных горнотехнических условиях в условиях высокогорья, осваиваются вручную, с использованием при отбойке руды зубил, кувалд и молотков. В забоях, как правило, производятся взрывы двухкомпонентных ВВ, колодцы под которые делаются вручную. Применение этих зарядов способствует формированию техногенных трещин во вмещающем рудное тело массиве. Вследствие взрыва происходит деформирование выработок, площадь сечения уменьшается. В выработках наблюдаются нередкие случаи внезапного обрушения разуплотненных взрывом горных пород, которые очень редко крепятся из-за отсутствия крепежного материала в горах и трудности его доставки.

Наиболее приемлемым вариантом отбойки руды является способ, при котором массив не подвержен воздействию взрыва. Для сохранения целостности руды в качестве альтернативы имеющимся технологиям взрывной отбойки в настоящее время могут быть разработаны характеристики и параметры освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья, технологические схемы и технические средства гидроразрыва горных пород.

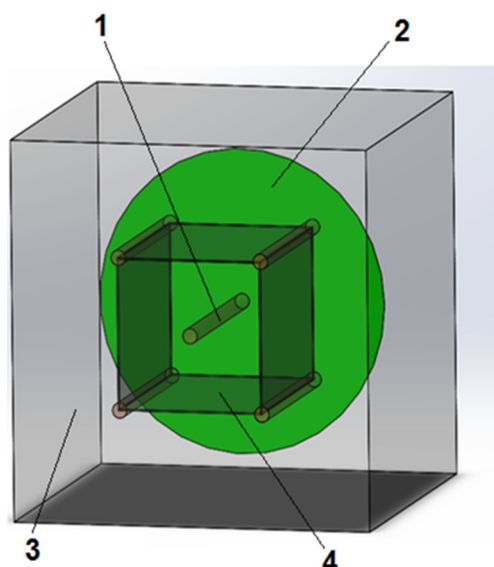
Гидравлический разрыв – это процесс, при котором давление жидкости влияет именно на породу вплоть до ее разрушения и возникновения трещины. Продолжающееся воздействие давления жидкости расширяет трещину вглубь от точки разрыва. В закачиваемую жидкость может быть добавлен расклинивающий материал. Назначение этого материала – удержать созданную трещину в раскрытом состоянии после сброса давления жидкости.

На сегодняшний день технология гидроразрыва имеет несколько областей применения. При добыче нефти и газа гидроразрыв используют для

обеспечения больших площадей дренирования, для которых и осуществляется медленная подпитка углеводородами из пласта с очень низкой проницаемостью [68]. При добыче угля гидроразрыв применяют для разупрочнения труднообрушаемой кровли [70]. Для решения задач по оценке состояния массива горных пород также используется метод гидроразрыва. Он основан на принципе восстановления первоначальных напряжений в массиве горных пород и последующего увеличения давления вплоть до образования в массиве трещин разрыва. Каждая область применения подразумевает свою геотехнологическую основу, однако есть ряд единых принципов и подходов к прогнозированию направления развития трещин гидроразрыва. Окончательная ориентация трещины зависит только от поля действующих напряжений. Разрыв горной породы происходит в направлении, перпендикулярном меньшему напряжению. Породный массив всегда имеет естественную трещиноватость. Известно, что преимущественно система трещиноватости горных пород связана с напряженным состоянием, как правило, таким образом, что плоскости трещин (микротрещин) доминирующей системы трещиноватости перпендикулярны (или близки к этому направлению) наименьшему сжимающему напряжению. Существующий опыт гидроразрыва показывает, что трещина гидроразрыва стремится к развитию вдоль направления предельного сжатия среды. В случае если образующаяся при гидроразрыве трещина приближается к поверхности раздела слоев и породы ограничивающих горизонтов обладают более высокими прочностными характеристиками, чем обрабатываемый пласт, то рост трещины будет приостановлен.

В то же время во всех случаях использования гидроразрыва требуется детальная проработка технологических схем ведения работ, состава расклинивающего агента и параметров применяемого оборудования. Применительно к добыче корундов технология отбойки руды от массива горных пород с использованием гидроразрыва реализуется следующим образом. С учетом размеров выработки, очистного забоя (ленты) и отбиваемых блоков руды забой необходимо разделить горизонтальными и вертикальными

трещинами на элементы требуемого размера, а также образовать трещину, перпендикулярную оси выработки (рисунок 4.8), на определенном удалении от свободной поверхности. Причем диаметр перпендикулярной трещины перекрывает все сечение выработки. С учетом условий высокогорья и отсутствия силовых коммуникаций диаметр шпуров для разделения массива на блоки должен быть минимальным – около 12–16 (20) мм. По этой же причине при выборе насоса для закачки расклинивающего материала лучше ориентироваться на оборудование с ручным приводом. Для более точного объемного позиционирования трещин в массиве необходимо создать концентраторы напряжений, задающие направление развития трещин. При разделении на блоки потребуются щелеобразователи двух типов: продольные и поперечные. Продольные щелеобразователи, представляющие собой штыри с заостренными клиньями (рисунок 4.9, а, б, в) на цилиндрической поверхности, погружаются ударным способом в соответствующие шпуры на всю глубину, формируя зародыш трещины для продольного гидроразрыва. Концентратор напряжений для поперечного гидроразрыва создается на дне центрального шпура с помощью специального раздвижного механизма (рисунок 4.9, г), проворот которого формирует иницирующую трещину, или с помощью заточенной тарельчатой пружины (рисунок 4.9, д), которая погружается на дно шпура, а затем по ее торцу наносится удар, кромка пружины врезается в горный массив и образует зародыш поперечной трещины.



1 – центральный шпур (скважина); 2 – поперечный гидроразрыв; 3 – массив горных пород; 4 – продольный гидроразрыв

Рисунок 4.8 – Схема реализации технологии гидроразрыва для отделения блоков корундосодержащей руды

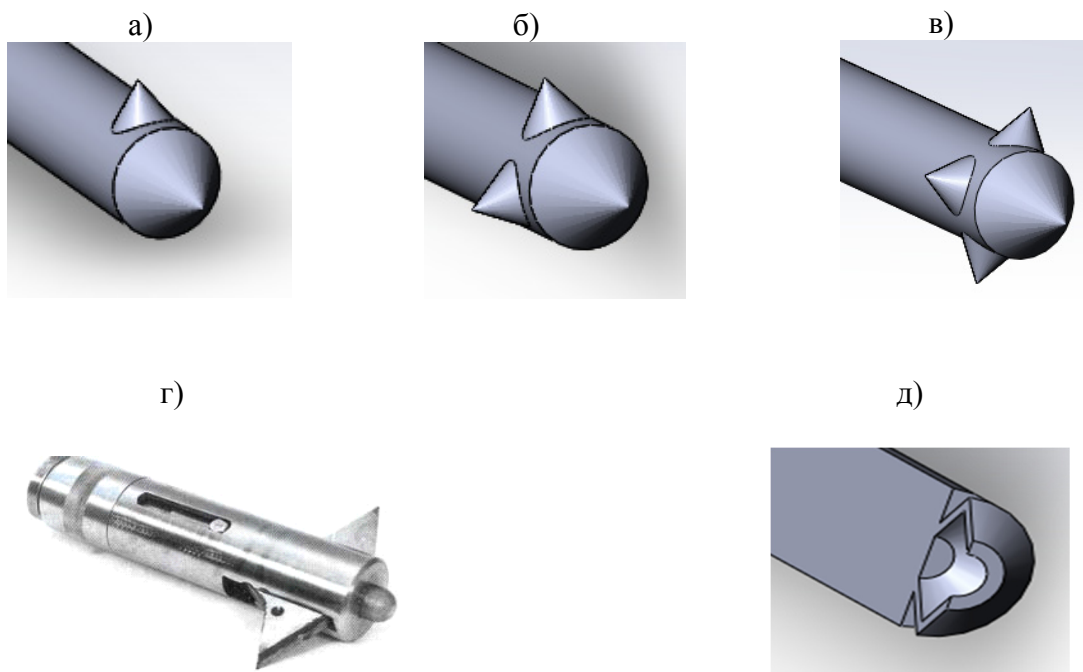
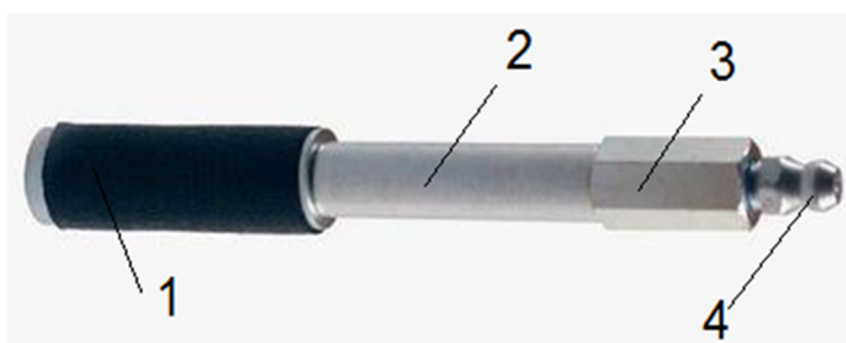


Рисунок 4.9 – Щелеобразователи

После образования инициирующих трещин необходимо провести герметизацию шпура. Наиболее эффективно использовать для этих целей серийно выпускаемые герметизаторы для скважин (шпуров) малого диаметра (рисунок 4.10) механического типа. Шпуры продольного гидроразрыва необходимо загерметизировать у устья, а для поперечного – как можно ближе к инициирующей трещине. Разница между герметизаторами продольного и поперечного гидроразрыва лишь в размерах удлинителя, поскольку во всех случаях штуцер для подачи расклинивающего агента должен быть вынесен из шпура.



1 – пакерная оболочка; 2 – удлинитель; 3 – механизм стяжки; 4 – штуцер

Рисунок 4.10 – Герметизатор

Далее к штуцеру присоединяются быстросъемные каналы, по которым в шпур закачивается расклинивающий агент. При этом максимальная величина давления разрыва ($P_{\max}$) определяется по формуле

$$P_{\max} = 10^{-1} \rho \cdot g \cdot H + \sigma_p, \text{ МПа}, \quad (4.17)$$

где ρ – плотность пород кровли, кН/м^3 ;

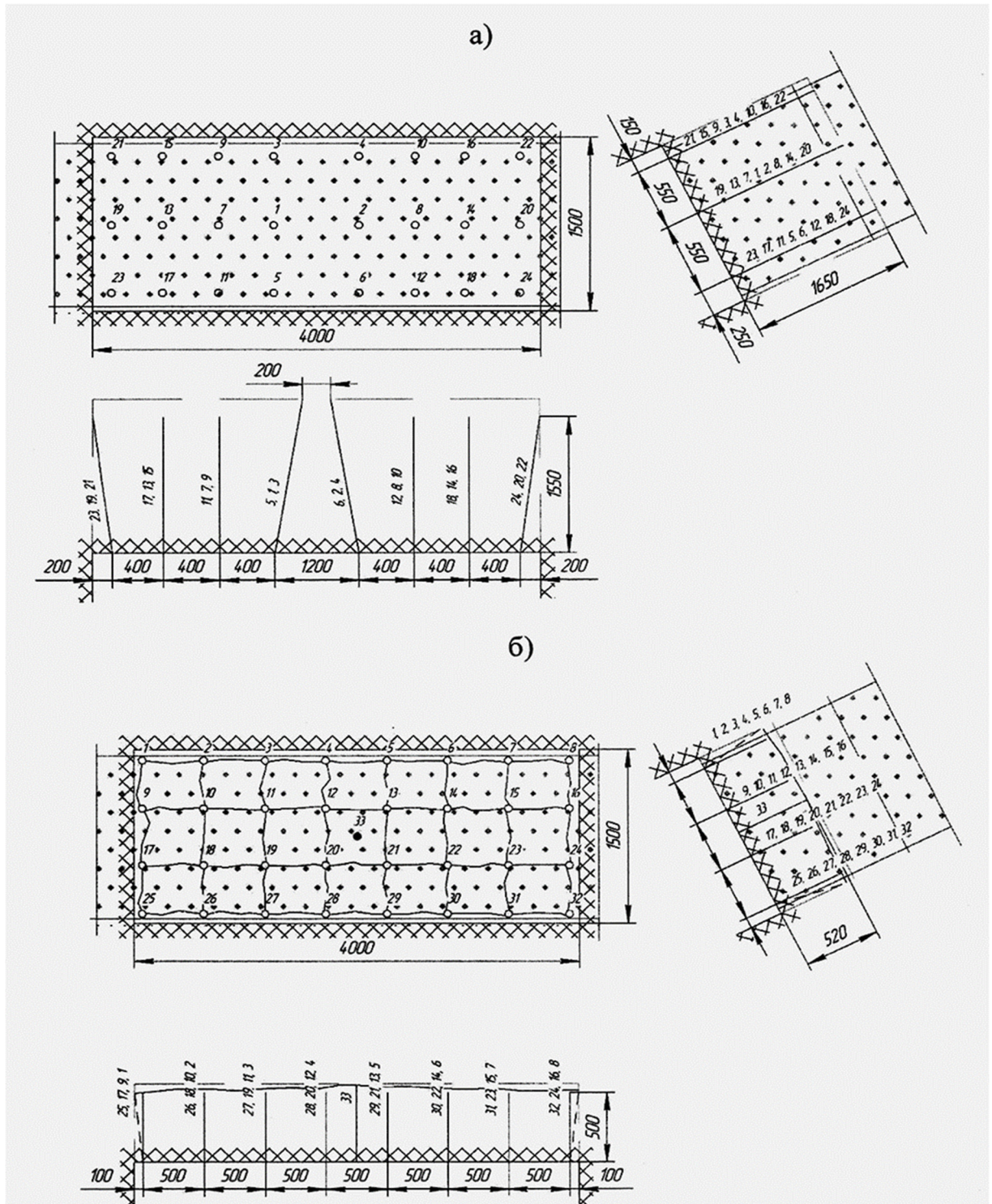
g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

H – расстояние от щели до поверхности, м;

σ_p – предел прочности горной породы на растяжение, МПа.

Следует учитывать и последовательность гидроразрыва. Сначала выполняется поперечный гидроразрыв, при этом шпур центрального гидроразрыва должен быть выполнен с перебором относительно остальных шпуров (рисунок 4.11), поскольку в процессе развития поперечной трещины ее

плоскость должна находиться в цельном массиве горных пород. Далее выполняется продольный гидроразрыв, причем одновременно во всех шпурах.



а: 1–6 – врубные шпуры, 7–18 – отбойные шпуры, 19–24 оконтуривающие шпуры и параметры бурогидровзрывных работ; б: 1–32 – шпуры продольного гидроразрыва, 33 – центральный шпур поперечного гидроразрыва, а также для проведения сотрясательного взрыва заряда ВВ с эффектом декаплинга

Рисунок 4.11 – Параметры БВР

Гидроразрыв позволяет только разделить геоматериал внутри массива горных пород на блоки и убрать напряжения. Для отбойки сформированных блоков необходимо провести максимально щадящий взрыв на дне центрального шпура, взрывная волна которого раскроет трещину гидроразрыва и откинет блоки на некоторое расстояние. Также можно производить механическое воздействие на геоматериал, например с использованием перфораторов.

Заряд в шпуре, расположенный в зоне горных пород, представляет собой кольцо, в котором механические колебания пород превышают 1400 мм/с. Чтобы снизить влияние взрыва на массив горных пород, который имеют трещины гидроразрыва, рекомендуется снижать линейную плотность заряда в шпурах. С этой целью в смесь ВВ следует добавлять инертный материал, например гранулированный полистирол. В качестве альтернативного варианта можно использовать ВВ с эффектом декаплинга.[16]

Эффективность разработанной технологии в сравнении с традиционной с применением взрывной отбойки руды подтверждается полученными результатами, представленными в таблице 4.14.

Таблица 4.14 – Экспериментальные данные для сравнения эффективности применяемых технологий при отработке очистной ленты шириной 2 м и высотой 1,5 м

Параметр	Технология взрывной отбойки руды	Технология гидровзрывной отбойки руды
Уход забоя за цикл, м	1,42	0,55
Объем извлеченной горной массы, м ³	4,26	1,65
Размер кусков отбиваемой горной массы, м	0,01–0,30, до 0,65	0,4–0,5

Продолжение таблицы 4.14

Параметр	Технология взрывной отбойки руды	Технология гидровзрывной отбойки руды
Расход ВВ, кг:		
аммонит 6ЖВ	4,8	2
игданит	26	—
Разрушение кристаллов корунда при отбойке, %	80–90	10–20
Техногенная трещиноватость вмещающего массива при отбойке руды, м	До 0,55	0–0,1
Крепление кровли очистных блоков на глубине 100–250 м	Анкер сталеполимерный или сталеминеральный	—

В настоящее время разрабатываются схемы обеспечения рудника в сложных условиях высокогорья электричеством с использованием ветряных электростанций, солнечных батарей, аккумуляторов и переносных генераторов, а также применения подходящих для данных условий перфораторов для бурения шпуров в горах и др.

При проведении теоретических и экспериментальных исследований для сохранения целостности рудин в качестве альтернативы существующим технологиям освоения тонких и маломощных жильных месторождений обоснованы характеристики и параметры технологии гидроразрыва для освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья.

Разработаны характеристики и параметры буро-гидровзрывных работ. За основу взяты параметры очистных лент (забоев) отработки горизонтальных и пологопадающих, тонких и маломощных жил камерно-столбовой системой разработки. Параметры буро-гидровзрывных работ определяют оптимальные

размеры отделяемых гидроразрывом структурных кондиционных блоков при ведении очистных работ [8, 44].

4.6 Разработка способа отработки крутопадающих маломощных жильных месторождений

При проведении теоретических и экспериментальных исследований в качестве альтернативы существующим технологиям освоения маломощных жильных месторождений обоснованы параметры технологии гидроразрыва для освоения месторождений в сложных условиях [12, 14]. Разработаны характеристики и параметры бурогидровзрывных работ (БГВР). За основу взяты параметры очистных лент (забоев) отработки горизонтальных и пологопадающих маломощных жил камерно-столбовой системой разработки [33, 12, 14]. Параметры бурогидровзрывных работ определяют оптимальные размеры отделяемых гидроразрывом структурных кондиционных блоков при ведении очистных работ. В случае необходимости сохранения целостности структурных блоков в условиях применения технологии гидроразрыва при освоении месторождений камерно-столбовой системой разработки рассмотрены варианты проведения щадящих взрывов зарядами ВВ с эффектом декаплинга для отбойки сформированных разрывом блоков с сохранением их целостности (Барнов и др., 2016).

В работах [12, 44] представлены варианты отработки горизонтальных и пологопадающих маломощных жил, но не предложены варианты отработки крутопадающих жильных месторождений с углом падения от 70 до 90° мощностью от 0,8 до 4,0–5,0 м. При проведении исследований на золотодобывающем руднике Зум-Холбинском в Бурятии, а также на никелевых рудниках Миитель и Ляйнстер в Австралии выявлены сложные горно-геологические и горнотехнические условия разработки крутопадающих маломощных месторождений: разработка тонких жил, имеющих крутое падение, низкая прочность горных пород висячего бока, высокая

производительность системы разработки, выемка в восходящем порядке, отсутствие необходимости оставления потолочных целиков, теледистанционная погрузка отбитой руды, позволяющая снизить риск обрушения горных пород, и др. [81, 82, 139, 144, 147].

Для сложных горно-геологических и горнотехнических условий разработки крутопадающих маломощных жил разработан способ отработки месторождений уступной выемкой с отбойкой руды скважинными зарядами ВВ (рисунок 4.12), с проходкой буровзрывным (бурогидровзрывным) способом рудных штреков (или традиционным буровзрывным) и одновременной полной механической закладкой выработанного пространства пустыми породами [12, 157, 168].

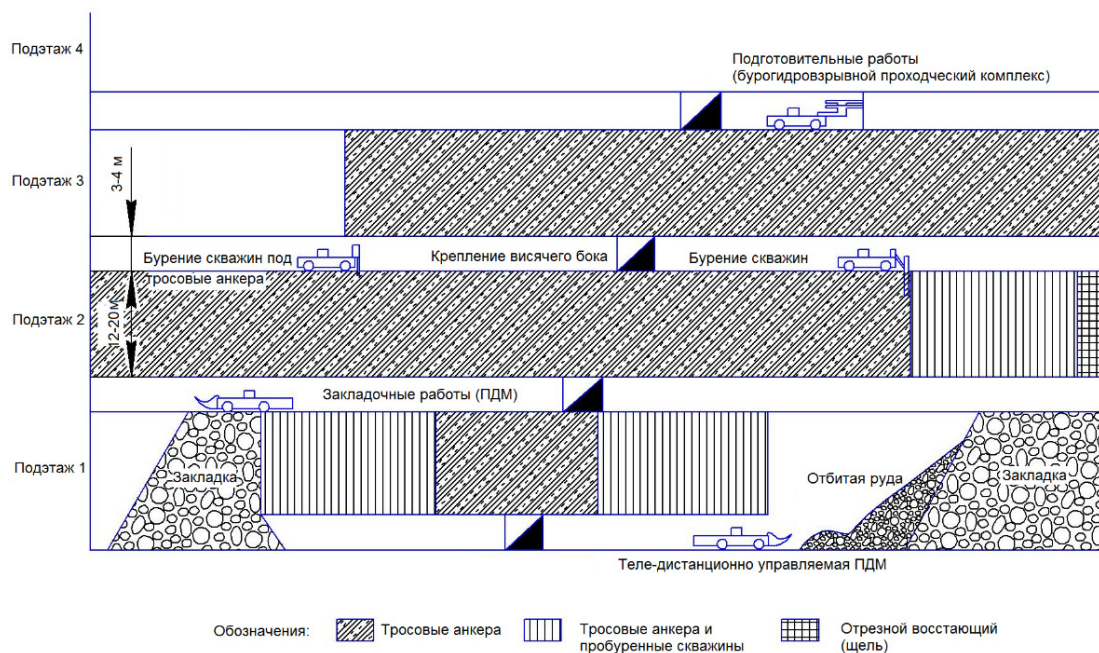


Рисунок 4.12 – Способ отработки месторождения уступной выемкой с отбойкой руды глубокими скважинными зарядами ВВ с проходкой гидровзрывным способом рудных штреков и закладкой выработанного пространства

Первоначально предлагаемый способ (камерно-столбовой) разрабатывался для условий освоения коренных месторождений корунда, расположенных, как правило, в высокогорных районах. Несмотря на то, что высокое качество и ценность корундового сырья и возможность штольневого

вскрытия участков месторождений способна обеспечить высокую прибыльность разработки и минимальные сроки окупаемости капитальных вложений, горные работы трудновыполнимы из-за сложных горно-геологических и горнотехнических условий освоения месторождений корунда.

Целью данного варианта отработки является наиболее полная выемка запасов полезного ископаемого в восходящем порядке от нижней границы рудного тела (участка). Предлагаемый вариант освобождает от необходимости создания рудных потолочных целиков и предотвращает образование зон концентрации напряжений. Проектируемый участок рудного тела разделяется на четыре подэтажа с образованием восьми рабочих забоев. При вскрытии участка ограничивается длина выемки запасов руды обратным ходом от флангов к центру участка с учетом физико-механических свойств руды и вмещающих пород, например до 125 м.

Вскрытие месторождения производится через главный транспортный уклон с углом падения 11° .

Подготовительные работы включают проходку уклона (в лежачем боку рудного тела); проходку камер временного складирования руды (из главного уклона, например через каждые 100 м); проходку квершлагов, пройденных из главного уклона в сторону рудного тела в подэтажах. В квершлагах образуются камеры временного складирования руды и породы; проходка рудных штреков осуществляется бурогидровзрывным способом (рудный участок вскрывается до его границ); проводится крепление висячего бока (до начала добычных работ висячий бок упрочняется тросовыми анкерами с нижележащего штрека в подэтаже); проходятся отрезные щели. Для проходки отрезного восстающего применяется буровзрывной способ или проходка осуществляется механизированным комплексом, например Robbins.

Очистные работы включают отработку с последующей закладкой блоков максимальной длиной с учетом физико-механических свойств руды и вмещающих пород, например 25 м. Бурение глубоких скважин производится с вышележащего этажа. Для отбойки первых слоев в блоках, которые

расположены на границах участка, сначала проходится отрезной восстающий. Последующая отбойка слоев ведется в сторону от механизированной закладки пустыми породами с целью создания свободного пространства. Часть пустой породы отбрасывается взрывом, что позволяет начать развертывание конвейерной ленты после проведения закладочных работ, поверх отвала пустой породы. Порядок отработки следующий: конвейерная лента (две ленты при условии увеличения мощности жилы) крепится к бортам выработки до начала бурения трех рядов скважин (два ряда уже заранее пробурено); скважины первого ряда заряжают и взрывают; производятся погрузочно-доставочные работы и бурятся следующие ряды скважин; два крайних ряда взрывают и производят погрузочно-доставочные работы; бурят и взрывают еще три ряда и производят погрузочно-доставочные работы; бурят и взрывают еще три ряда и производят погрузочно-доставочные работы; на гребне на расстоянии 2 м от границы выработанного пространства устанавливают металлический барьер (крепят к почве и бортам металлическими анкерами и цепями) и заполняют выработанное пространство до гребня механической закладкой пустыми породами; металлический барьер убирается и делается насыпь из пустой породы, по мере отработки слоев насыпь из пустых пород также подвигается.

С целью уточнения границ рудного тела в процессе подвигания очистных работ в рудных штреках рекомендуется периодически проводить шламовое бурение (рисунок 4.13), которое осуществляется, например, с помощью бурового станка Solomatic. С интервалом 10 м бурятся три вертикальные скважины для получения геологических и геотехнических данных. Две скважины бурятся таким образом, чтобы они пересекали контакт с рудным телом в центральной части подэтажа – одна направлена в сторону висячего бока, другая – в сторону лежачего бока. Третья скважина бурится в центре рудного тела.

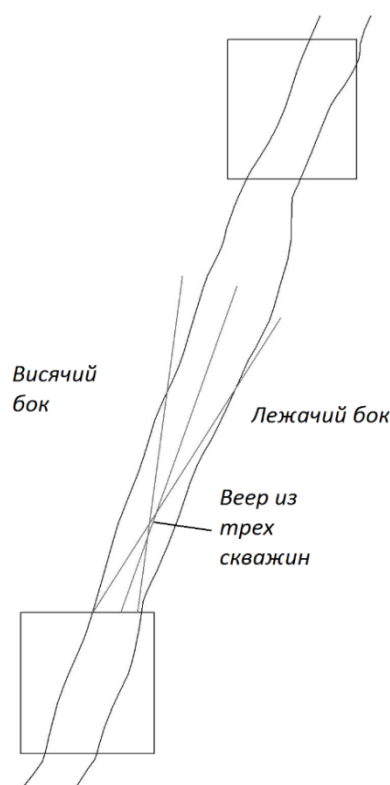


Рисунок 4.13 – Схема шламового бурения

Погрузка отбитой руды осуществляется с помощью дистанционно управляемой погрузочно-доставочной машины (ПДМ). Производительность ПДМ: 80 т/ч при дистанционно управляемой погрузке и 120 т/ч при управляемой погрузке. Руда доставляется в камеру временного складирования, расположенную в квершлагае. В дальнейшем руда из камеры грузится в подземные автосамосвалы и транспортируется.

Закладку из пустых пород доставляют в выработанное пространство с вышележащего штрека в подэтаже. Перед производством закладочных работ конвейерную ленту сворачивают для дальнейшего использования.

Цикл операций повторяют до завершения отработки подэтажа. Затем очистные работы переходят на вышележащий подэтаж. Для достижения поточности работ и эффективной производительности требуется отрабатывать одновременно не менее трех подэтажей. При этом производительность участка возрастает с 2850 (один подэтаж в работе) до 14 700 т/мес. (три подэтажа в работе).

Управление горным давлением осуществляется с помощью упрочнения выработок тросовыми анкерами, а также закладкой выработанного пространства, собственно, что обеспечивает более высокую производительность добычи руды. Выработанное пространство закладывают до уровня вышележащего подэтажа для обеспечения устойчивости боковых пород. Предлагаемый порядок отработки позволяет поддерживать постоянную скорость ведения очистных работ при минимальных затратах в сравнении с другими способами разработки маломощных крутопадающих жильных месторождений. Для упрочнения вмещающих пород рекомендуется применение одиночной канатной пряди (рисунок 4.14). Плотность установки тросовых анкеров по каждому блоку определяется исходя из анализа геомеханической оценки состояния массива вмещающих подготовительную выработку пород и картирования его трещиноватости. Установка опорных шайб и натяжка тросов должны быть осуществлены в течение недели, но не ранее чем через 24 часа после установки. Фиксация опорными шайбами обеспечивает дополнительное упрочнение возможных призм обрушения, которые могут ослабнуть в процессе отбойки массива глубокими скважинными зарядами ВВ.

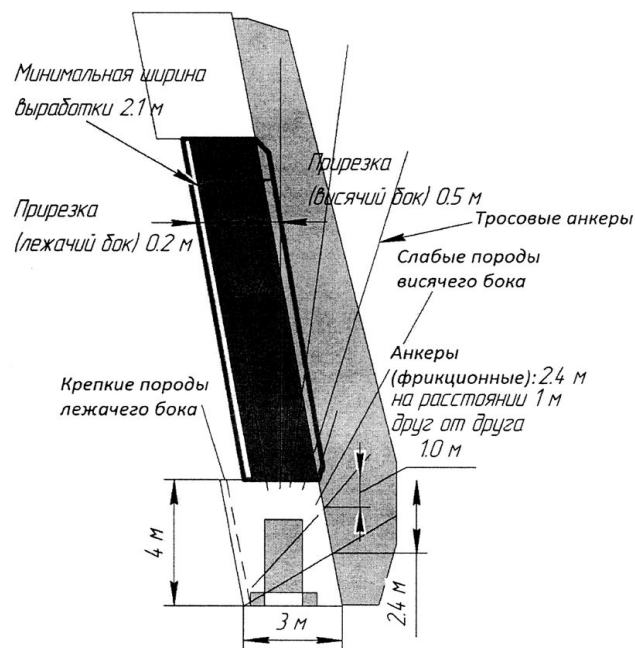


Рисунок 4.14 – Вертикальное сечение отработываемого подэтажа маломощной крутопадающей жилы и схема анкерного крепления вмещающих пород висячего бока

Бурение нисходящих скважин производится с вышележащего штрека (рисунок 4.15) станками ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками, которые обеспечивают направленное и безопасное бурение параллельных скважин [64].

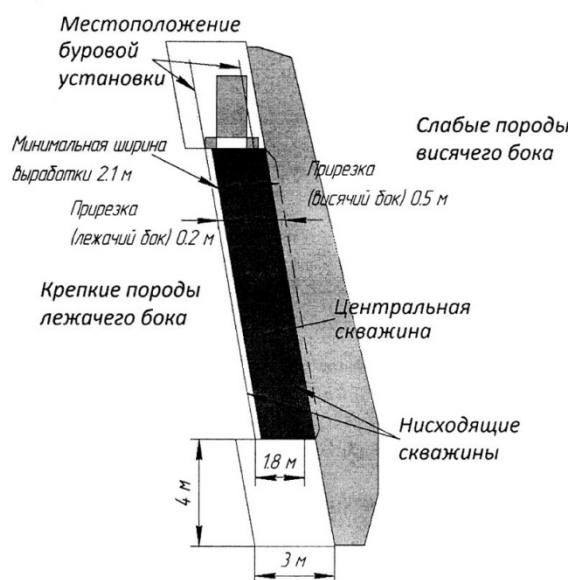


Рисунок 4.15 – Схема бурения скважин

Бурятся взрывные скважины по схеме пятиточечной грани игральной кости по две скважины со стороны висячего и лежачего боков в каждом отбиваемом слое, одна скважина в центре каждого слоя. Скважины в лежачем и висячем боках бурятся на экспериментально определенную глубину от контакта с рудным массивом, в крепких и слабых вмещающих породах соответственно лежачего и висячего боков для обеспечения полной выемки крепкой руды и предотвращения нежелательного разубоживания. ЛНС рассчитывается в зависимости от физико-механических свойств горных пород, а также от мощности рудной зоны. При ведении буровзрывных и очистных работ необходимо уточнять параметры БВР и схему бурения скважин, например, если есть возможность (по схеме пятиточечной грани) отказаться от применения центральной взрывной скважины

при отбойке слоев или использования ее как компенсационной для качественного дробления и снижения разубоживания руды.

В таблице 4.15 представлены данные по производительности бурового оборудования в условиях применения предлагаемого способа отработки для бурения нисходящих скважин буровыми установками импортного производства, например Simba или Tamrock.

Таблица 4.15 – Производительность бурового оборудования для условий применения разработанного способа

Оборудование	Производительность бурового оборудования
Буровая установка с двумя стрелами (бурение глубоких скважин)	240 м/мес. при одном забое
	260 м/мес. при двух и более забоях
Буровая установка с одной стрелой (бурение глубоких скважин)	180 м/мес. при одном забое
	180 м/мес. при двух и более забоях
Комплекс проходки восстающих	40 м/мес. на одну скважину
Бурение и установка тросовых анкеров	6000 м/мес.
Проходка рудных штреков бурогидровзрывным способом (при добыче корундов)	45 м/мес. при одном забое
Бурение глубоких скважин с применением предлагаемого способа	4500 м/мес.
Добыча руды с применением предлагаемого способа	6000 т/мес. на одну очистную выработку

В зависимости от применяемого компрессорного оборудования могут быть использованы пневмоударники как на обычное, так и на повышенное давление энергоносителя. [106]

В ИГД СО РАН создан конкурентоспособный, отвечающий требованиям современного производства пневмоударник (патент № 2360092, авторы: Липин А. А., Белоусов А. В., Тимонин В. В., 2008 г.). Изготовлен экспериментальный образец погружного пневмоударника, работающего на высоком (2,5 МПа) давлении сжатого воздуха.

Пневмоударники этой конструкции способны в будущем заменить на российских горных предприятиях зарубежные машины.

Проведены испытания пневмоударника, установившие его работоспособность, и зарегистрированы диаграммы давлений в рабочих камерах. Полученные результаты позволили оценить правильность основных подходов в разработке пневмоударника. С применением методики, основанной на использовании теоремы Б. В. Суднишникова (которая предложена им для случая однокамерных пневматических машин с поступательным движением поршня), построена силовая характеристика, рассчитаны основные энергетические и кинематические параметры, построены графики скорости и перемещения ударника по времени рабочего цикла.

По зависимостям выходных характеристик пневмоударных машин от давления сжатого воздуха на входе получены значения основных энергетических параметров пневмоударника П110ВД при давлении энергоносителя 0,7 МПа, 1,0, 1,5, 2,0 и 2,5 МПа, которые представлены в таблице 4.16.

Таблица 4.16 – Энергетические параметры пневмоударника П110ВД при различном давлении энергоносителя

Энергетический параметр	Давление сжатого воздуха, МПа				
	0,7	1,0	1,5	2,0	2,5
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	4,0	5,3	8,1	10,8	13,5
Энергия единичного удара, Дж	112	160	240	320	400
Частота ударов, уд./мин	1200	1434	1757	2030	2270
Мощность, кВт	2,2	3,8	6,9	10,6	14,8

Полученные результаты подтверждают создание (Тимонин, Кондратенко, 2015) нового энергонасыщенного погружного пневмоударника для ударно-вращательного бурения скважин в массиве прочных горных пород. Выпуск этого оборудования на предприятиях РФ и широкое применение в практике буровых

работ усилит конкурентные позиции как отечественной техники, так и прорывных технологий в горнодобывающей отрасли.

Заряжание скважин в условиях применения разработанного способа также осуществляется с вышележащего штрека, что исключает необходимость ведения работ вблизи открытого выработанного пространства. Вышележащий штрек необходимо поддерживать в рабочем состоянии в течение срока отработки подэтажа, так как он используется для бурения и заряжания нисходящих скважин. При заряжании не требуется применение пневматического способа, при этом заряды ВВ могут иметь низкую плотность. Рекомендуется использовать ВВ низкой плотности для заряжания скважин в висячем боку и в центральной части слоя, а в лежащем боку – более плотное ВВ. При заряжании необходимо оставлять незаряженные участки длиной до 1 м снизу и сверху скважин. Расчетный удельный расход ВВ равен приблизительно 0,4 кг/т при средней мощности жилы 2 м.

Проведенные на горнодобывающих предприятиях исследования показали, что при проходке рудных штреков буровзрывным способом и доставке руды в выработках, расположенных в лежащем боку месторождения, разубоживание составляет в среднем 5–7 %; при условии, что отбойка слоев ведется в сторону закладки.

Разработанный вариант отработки крутопадающих маломощных жил уступной выемкой с отбойкой руды нисходящими скважинными зарядами ВВ, с полной механической закладкой выработанного пространства пустыми породами позволяет вести наиболее полную выемку запасов полезного ископаемого в восходящем порядке от нижней границы рудного участка в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях. Эффективность горных работ достигается за счет высокой производительности системы разработки [45]; возможности одновременной отработки трех-четырех подэтажей; бурения и заряжания скважин с вышележащего штрека в подэтаже; применения современного бурового оборудования, разработанного в ИГД СО РАН; отсутствия необходимости оставления потолочных целиков; возможности вести

очистные работы в условиях неустойчивых вмещающих горных пород всяческого бока за счет тросового анкерного крепления массива; безопасной теледистанционной погрузки отбитой руды из очистного пространства и др.

Выводы по главе 4

Даны обоснования параметров геомеханики при освоении коренных месторождений корунда с учетом горно-геологических, геомеханических и горнотехнических особенностей условий. Идея исследований заключена в обеспечении высокой прибыльности разработки и минимизации сроков окупаемости капитальных вложений. Оценка и анализ результатов производственных экспериментов играют важную роль на завершающей стадии исследований.

В главе делается акцент на то, что исходными данными для оценки руды и выбора рациональной технологии выемки и параметров систем разработки служат результаты экспериментальных работ в производственных условиях, данные хронометражных наблюдений и обработки материалов. В результате проведенных работ определяется рациональная технология очистной выемки, обеспечивающая эффективные показатели по производительности труда, полноте и качеству извлечения руды.

На основе производственных испытаний по транспортировке твердеющей смеси с помощью сжатого воздуха предложен метод расчета параметров пневмотранспорта смеси по горизонтальным трубопроводам. Сделан вывод, что закладка выработанного пространства твердеющей смесью при разработке рудных тел сложной формы улучшает технико-экономические показатели и способствует расширению производственной мощности.

Разработка параметров скважинной отбойки крутопадающих маломощных корундосодержащих рудных тел показывает, что механизированная разработка жил вертикальными прирезками с отбойкой руды скважинными зарядами является достаточно эффективной технологией. Проектный порядок отработки

позволяет поддерживать постоянную скорость ведения очистных работ при меньших затратах в отличие от других способов отработки маломощных крутопадающих жил. Одновременная отработка трех (четырех) подэтажей, порядок подготовки участка, очистных и взрывных работ позволяют создать поточность и, как следствие, обеспечить эффективность геотехнологии. Применение при проходке рудных штреков бурогазовзрывной технологии позволяет существенно уменьшить показатели разубоживания и потерь руды, что в значительной степени компенсирует снижение данных показателей при дальнейшей скважинной отбойке массива. Использование для одновременной полной механизированной закладки пустых пород и камер временного складирования позволяет минимизировать расходы на ее транспортирование, хранение и, как следствие, позволяет уменьшить экологическую нагрузку на среду обитания человека в ореоле влияния горнотехнической системы. Применение бурогазовзрывного способа проходки выработок позволяет уменьшить негативное влияние взрывных работ на среду обитания человека внутри горнотехнической системы за счет их исключения из процесса проходки подготовительных горных выработок.

Глава 5 Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных и техногенных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья

5.1. Создание условий эффективного освоения корундсодержащих рудных тел наклонного залегания системой с открытым очистным пространством

Одними из наиболее сложных объектов разработки являются наклонно падающие рудные тела малой мощности, залегающие в устойчивых вмещающих породах. В таких месторождениях сосредоточены значительные корундосодержащие запасы.

Применение для их разработки камерных систем, предусматривающих нахождение людей и оборудования в выработанном пространстве, повышает опасность при выполнении технологических процессов.

Ограниченность высоты очистного пространства не позволяет применять высокопроизводительное самоходное оборудование, снижающее травматизм.

Применение систем разработки, предусматривающих самотечную доставку руды в пределах очистного пространства, характеризуется в одних случаях повышением процента потерь и разубоживания, в других – высокой стоимостью добычи из-за необходимости проходки рудовыпускных и доставочных выработок по всему лежащему боку.

Как показывает опыт, применение на отдельных рудниках системы разработки с доставкой руды силой взрыва повышает безопасность и экономическую эффективность выемки наклонных залежей. Поэтому целесообразным является изыскание путей расширения области ее применения.

Разработка месторождений, представленных главным образом рудными телами малой мощности и наклонного залегания, производится в основном камерно-столбовой системой – одной из наиболее эффективных систем

подземной разработки. Она широко распространена в горнорудной практике и обеспечивает высокую производительность. Тем не менее рассматриваемая система разработки включает потенциальные возможности, позволяющие путем вскрытия конструктивно-технологических резервов достигнуть еще более высоких технико-экономических показателей.

При переходе очистных работ на более глубокие горизонты применение камерно-столбовой системы встречает серьезные затруднения. Возрастающее горное давление требует увеличения размеров целиков, что неизбежно приводит к росту потерь полезного ископаемого. При регулярном оставлении только междуканальных целиков с увеличением глубины залегания с 200 до 500 м потери должны возрасти почти вдвое. Кроме того, большие размеры целиков и уменьшение размеров камер затрудняет применение передовой технологии ведения очистных работ, что вызывает, естественно, снижение производительности труда и рост себестоимости добычи руды.

Высокие технико-экономические показатели системы разработки с доставкой руды силой взрыва, не уступающие показателям других высокопроизводительных систем, обусловили проведение исследований по усовершенствованию ее конструктивных элементов и технологии очистных работ. Выполнение исследования позволило определить рациональную область применения этой системы путем совершенствования ее основных технологических процессов.

С этой точки зрения необходимо определить допустимый пролет камеры, позволяющий применить прогрессивную технологию добычи руды с использованием энергии взрыва для доставки отбитой горной массы к средствам транспортировки в пределах очистного пространства.

Производство корундов требует дальнейшего совершенствования технологии и повышения эффективности систем разработки корундосодержащих месторождений. При этом наибольшей трудоемкостью отличается разработка рудных тел малой мощности наклонного залегания. Как известно, для данных условий наибольшее распространение получили системы разработки с открытым

очистным пространством, показатели которых в настоящее время не удовлетворяют тем требованиям, которые предъявляются предприятиями.

Основные показатели по рассматриваемым системам разработки за редким исключением почти одинаковы. Производительность труда рабочих забойной группы составляет всего лишь 20–30 % от показателя производительности труда бурильщика. Потери полезного ископаемого в целиках составляет 3–8 %, скорость подвигания очистного забоя – 4–8 м/мес.

В практике разработки рассматриваемого типа месторождений наибольшее распространение получила механизированная доставка руды скреперами. Конвейерную доставку используют весьма редко, а прогрессивные способы доставки руды взрывом и эффективное сочетание их с другими способами пока применяют в порядке экспериментов.

Анализ данных практики и опытные работы подтвердили наличие больших возможностей, связанных с использованием энергии взрыва.

Однако эта энергия в подавляющем большинстве случаев не используется для получения отбросов или кучного развала руды. В результате имеет место разброс руды, переизмельчение ее и не получается необходимая технологическая увязка отбойки с другими производственными процессами.

Пролеты камер в рассматриваемых случаях составляли 8–20 м. При этом следует указать, что технико-экономические показатели находятся в прямой зависимости от значений пролетов камер – чем больше длина пролета камеры, тем лучше показатели.

Как видно из практики, разработка рудных тел малой мощности и наклонного залегания, увеличение пролета камер на 20 и 30 % при прочих равных условиях приводят к повышению производительности труда рабочих забойной группы соответственно на 12 и 30 % и снижению потерь руды, оставляемой в целиках, от 7 до 17 %. Становится очевидным тот факт, что при выборе системы разработки важную роль играет правильное установление параметров конструктивных элементов. При разработке рудных тел камерно-столбовой

системой разработки потери руды в целиках составляют примерно 18–25 % при ширине 8 м и размерах целиков 5×5 или 5×6 м.

Как было установлено натурными испытаниями, при длине пролета камеры, равной 23 м, потери руды снизились в 3 раза, а производительность труда рабочей забойной группы возросла почти в 2 раза по сравнению с показателями при отработке камер с длиной пролета 8 м.

На основании этого сделана попытка критически оценить применение системы разработки и наметить пути их дальнейшего совершенствования применительно к условиям рудников, разрабатывающих рудные тела малой мощности и наклонного залегания.

Исследования проводились применительно к рудным телам месторождений на участках, наиболее характеризующих условия для применения камерно-столбовой системы разработки.

При камерно-столбовой системе разработки с этажной съемкой отработка осуществляется как по простиранию, так и по падению.

Вдоль этажных штреков оставляются надштрековые и подштрековые целики, разрезаемые сбойками для выдачи руды на откаточные штреки. Против сбоек проходятся ниши для установки скреперных лебедок. Подрезной штрек проходится из сбоек на всю длину камеры сечением 4 м^2 (2×2 м). Иногда нарезка днища камеры осуществляется проведением рудоспусков для транспортировки руды с одного горизонта на другой. В этом случае подрезным штреком является откаточный штрек. Рудоспуски сверху оборудуются грохотом, а внизу – погрузочным люком. Рудоспускные сбойки располагаются на расстоянии 4–6 м друг от друга, проектное сечение их составляет 3 м^2 .

Очистные работы развивались либо сплошным забоем и направлялись по восстанию, либо предварительно проходила разрезная выработка для скреперования руды в центре камеры. Далее очистные работы развивались в обе стороны по простиранию. В последнем случае перед нишей скреперной лебедки устраивался полук с выпускным отверстием для погрузки подгребаемой скрепером руды в вагонетки.

В таблице 5.1 приведены показатели по подготовительно-нарезным работам в блоке в соответствии с затратами труда.

Таблица 5.1 – Объем подготовительно-нарезных работ в блоке и связанные с ним затраты труда

Наименование выработки	Сечение, м ²	Длина, м	Отбито руды, м ³	Затраты труда, чел.-смен	Производительность труда рабочих подземной группы, чел.-смен	
					пог. м	м ³
Проходка фланговых восстающих, в том числе:	4,0	15,0	300,0	165,5	0,454	1,81
а) правый фланг	4,0	50,0	200,0	—	—	—
б) левый фланг	4,0	25,0	100,0	—	—	—
Проходка этажных штреков, в том числе:	5,0	67,5	337,5	216,0	0,312	1,56
а) вентиля- ционный	5,0	45,0	225,0	—	—	—
б) откаточный	5,0	22,5	112,5	—	—	—
Проходка подсечного штрека	4,0	45,0	180,0	54,5	0,83	3,34

Продолжение таблицы 5.1

Устройство ниши для скреперной лебедки	6,0	3,0	18,0	9,0	–	–
Установка погрузочного полка	–	–	–	8,0	–	–
Всего:	–	190,5	835,5	453,0	0,42	1,84

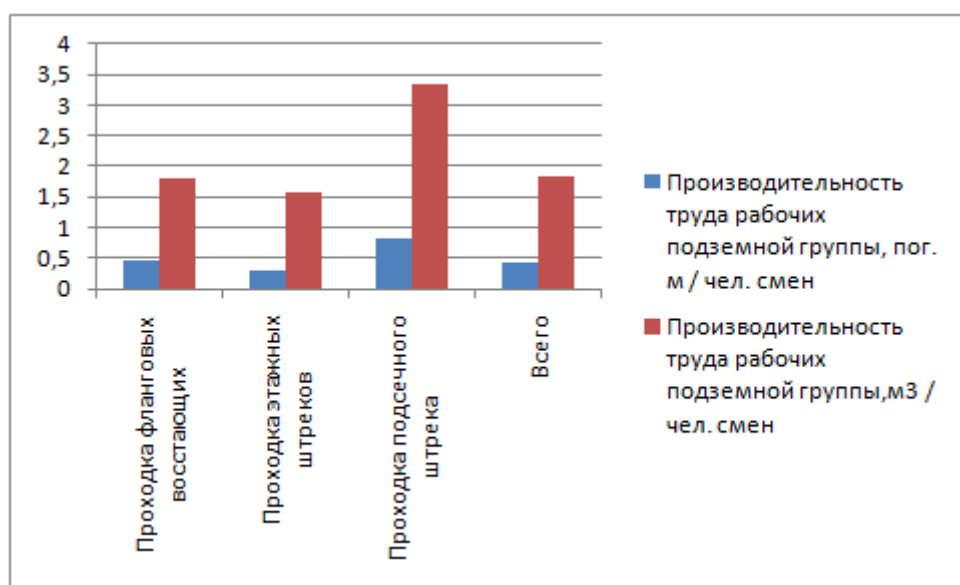


Рисунок 5.1 – Производительность труда рабочих

Ввиду того, что из двух восстающих один является общим для двух смежных блоков, а откаточный штрек верхнего горизонта служит вентиляционным для последующего нижнего горизонта, объем работ по проходке и соответственно затраты труда разделены поровну.

Для того чтобы определить в количественном отношении, какой процент от общего количества руды составляет объем горной массы, добытой при подготовительно-нарезных работах, были подсчитаны общие запасы руды в отдельности по каждому блоку и далее распределены по отдельным статьям запасов. Объем руды, добытый при очистной выемке, составляет в среднем 48 % от объема запасов блока.

В процессе отработки блока в выработанном пространстве оставлялись нерегулярные целики, главным образом из руды. В редких случаях, когда появлялись участки массива с некондиционным содержанием либо чисто породные участки, целики оставлялись из породы.

В камерно-столбовой системе разработки одним из главных факторов, обеспечивающих ее экономичность, является правильное установление размеров пролета камеры и целиков. При этом увязка их с вопросом управления кровлей является решающей.

Для установления характера поведения пород кровли при различных величинах площадей обнажения и выявления некоторого предельного ее состояния, характеризуемого наличием интенсивного развития в ней микротрещин и других нарушений, вплоть до полного разрыва сплошности пород непосредственной и далее основной кровли, на предприятиях была выделена для наблюдения 21 камера по 7 рудным телам. Только 3 камеры были в стадии отработки, а остальные были отработаны полностью, причем давность отработки камер составляла от 4 до 12 лет.

При выделении участков наблюдения исходили из того, чтобы по возможности охватить имеющиеся горно-геологические особенности месторождения:

- а) залегание рудного тела;
- б) тектонические особенности рудного тела;
- в) глубина залегания рудного тела;
- г) мощность непосредственной кровли и ее состояние;
- д) количество оставленных в блоке целиков, их форма и размеры;
- е) площадь обнажения кровли, и если имели место вывалы, их описание;
- ж) давность отработки.

В таблице 5.2 приведена характеристика некоторых из исследуемых блоков.

Для сравнения в таблице 5.3 приведены показатели удельных нагрузок, приходящихся на опорные целики, имеющие место на рудниках с аналогичными горнотехническими и геологическими условиями. Поддержание выработанного

пространства осуществляется оставлением междуэтажных, междукамерных и нерегулярных опорных целиков. Целики оставляются в виде столбов прямоугольного и овального сечения.

Толщина целиков, принимая во внимание глубину залегания и площадь разработки залежей, обычно определяется при проектировании с учетом допустимой нагрузки всей толщи пород от рабочего горизонта до поверхности. Для рассматриваемых условий эта нагрузка составляет примерно 350 кг/см^2 .

В процессе эксплуатации камер оставлялись нерегулярные целики, проектные размеры и количество которых в силу различных причин горнотехнического характера не выдерживались и изменялись в значительных пределах. Поэтому распределение напряжений в целиках оказывалось неравномерным, а несущая способность неодинаковой.

Таблица 5.2 – Краткая характеристика исследуемых блоков

№ п/п	Наименование рудного тела	Параметры блока			Количество остав- ленных цели- ков	Суммар- ная площадь остав- ленных целиков, м ²	Время отра- ботки камер, лет	Состояние кровли камер
		Дли- на, м	Высо- та по вер- ти- кали, м	Пло- щадь, м ²				
1	Линза 1	40	26	1206	21	243	8	Кровля чистая. Контакт рудного тела нечеткий. В южной части кровли имеется тектоническое тело с амплитудой сброса 4,5 м
2	Жила 1	37,5	21	815	19	185	5	В контакте с жилой на расстоянии 0,7 м проходит нарушение параллельно с жилой
3	Линза 2	50	25	1183	18	233	3	То же
4	Жила 2	60	22,5	1346	29	254	–	Кровля подвергнута тектоническим нарушениям. Наблюдаются отдельные частичные вывалы на участках, где обнажение превышает 700 м ²
5	Линза 3	47,5	25	1233	19	261	4	Кровля чистая. Обнажения незначительные. Ярko выраженных тектонических нарушений не имеется
6	Жила 3	40	27,5	858	17	189	3	Кровля чистая. На западном крыле имеются две секущие трещины, из которых одна имеет смещение 1,2 м, другая – 0,9 м

Таблица 5.3 – Сравнительная таблица удельных нагрузок, приходящихся на опорный целик

Наименование рудника	Площадь целика, м ²	Площадь обнажения кровли, приходящаяся на целик, м ²	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протоdje-конова	Фактическая глубина разработки, м	Усредненный объемный вес пород налегающей толщи, т/м ²	Высота столба над целиком, м	Допустимая удельная нагрузка, кг/см ²	Фактическая удельная нагрузка, кг/см ²
№ 1	20–30	300–400	12–14	100–200	2,5	105–200	400	354
№ 2	16–24	200–220	10–12	750–150	2,7	100–140	350	240
№ 3	12–15	100	10–12	80–200	2,5	195	350	–
№ 4	10–13	35–125	8–10	90–140	2,75	125–50	350	100

С целью установления оптимальных размеров целиков требовалось установить фактическую удельную нагрузку, приходящуюся на единицу площади целика.

Определение величины удельной нагрузки на целиках, исходя из характера разрушения налегающей толщи при ее подработке, решалось следующим образом. Известно, что почти все целики испытывают повышение нагрузки – попадают в зону опорного давления, которое является результатом догрузки целиков весом пород, находящихся над выработанным пространством. С этой точки зрения при определении нагрузки на целик устанавливалась площадь выработанного пространства, приходящаяся на данный целик.

Эта площадь была найдена исходя из того, что выработанное пространство между двумя смежными целиками, т.е. свободный пролет между ними, распределялось одинаково на эти целики. Далее, зная высоту налегающей толщи и среднее значение объемного веса пород (по данным стратиграфической колонки), а также угол залегания рудного тела, удельную нагрузку на целик подсчитывали по формуле

$$P = \gamma H \frac{S_{\text{ст}}}{10S_{\mu}} \cos \alpha, \quad (5.1)$$

где γ – среднее значение объемного веса горных пород налегающей толщи, т/м³;

H – высота налегающих пород толщи, м;

$S_{\text{ст}}$ – площадь поперечного сечения столба, приходящегося на данный целик;

μ – сила трения, действующей между поверхностями со склоном угла α .

Следует отметить, что кроме аналитического метода применялись методы натурных измерений с помощью тензометрических датчиков, акустический и др. Для уточнения параметров целиков имеющиеся данные исследований в производственных условиях сравнивались с результатами моделирования.

Как показали исследования, фактическая удельная нагрузка, приходящаяся на целики, менее допустимой почти в 3 раза. Этим объясняется и то обстоятельство, что среднее количество руды, оставляемой в междукammerных целиках, составляет примерно 20 % от запасов всего блока.

5.2 Внутрискважинный способ определения направления действий и значений главных напряжений

Известен способ определения главных нормальных напряжений в массиве, заключающийся в том, что с поверхности выработки в трех ортогональных плоскостях бурят три параллельных шпура по схеме прямоугольной розетки скоростей, в них спускают на равные глубины датчики ультразвуковых волн, определяют скорости распространения продольных волн между каждой парой датчиков и по максимальным и минимальным значениям скоростей определяют ориентацию эллипса скоростной анизотропии, при этом направление длинной оси эллипса принимают одинаковым с направлением максимального главного напряжения. Используя тарировочные зависимости между скоростью распространения упругих волн и напряжением, полученные с применением метода разгрузки, вычисляют главные нормальные напряжения [115].

Указанный способ обладает низкой точностью определения главных нормальных напряжений и высокой трудоемкостью проведения измерений, связанной с определением ориентации эллипса скоростной анизотропии и определением тарировочных зависимостей между скоростью распространения упругих волн и напряжением, полученным методом разгрузки, особенно в массиве блочного строения.

Наиболее близким по технической сущности и достигаемому результату является способ кернового бурения скважин, включающий извлечение керна и оценку характера разрушения кернов скальных пород. Данный способ применяется для определения удароопасности участков горного массива в

горных выработках, а при определении степени удароопасности горных пород учитывается лишь количество выпукло-вогнутых дисков толщиной 1–2 см в метровом интервале скважины и не учитываются вообще интервалы, где керн разрушен до щебня или дресвы. Интервалы, где керн был полностью разрушен на щебень, дресву или песок при бурении, характеризуются наибольшей напряженностью (Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99), 1999 г. (прототип)).

Недостатком данного способа является трудоемкость и сложности его осуществления на больших участках в процессе эксплуатации месторождения.

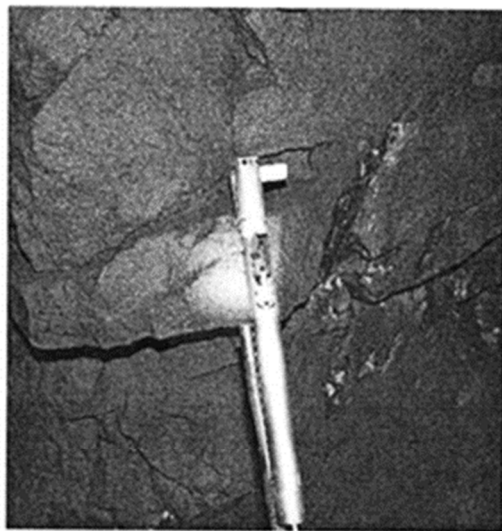
Целью исследования является повышение точности определения направления действия и значений главных напряжений для обеспечения безопасного и эффективного освоения месторождений твердых полезных ископаемых путем оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

Сущность изобретения поясняется чертежами, где на рисунке 5.2 показано устройство для проведения технологических операций в скважинах; на рисунке 5.3 приведена схема установки отвеса для определения направления вертикали; на рисунке 5.2, а изображена схема деформирования скважины, на рисунке 5.2, б – схема сдвига скважины.

Способ реализуется следующим образом. Из горных выработок, подверженных влиянию высоких напряжений техногенного или природного происхождения, в радиальных направлениях отбуривают скважины или шпуры длиной от 5 м, диаметром от 40 мм.

Для определения необходимых границ изображения деформируемого сечения скважины (для расчета относительных деформаций и определения направления действия максимальных напряжений) на внутреннюю поверхность скважины наносятся метки в виде окружности маркером, закрепленным специальным устройством для работы в скважинах, и направляющими

штангами, позволяющими производить технологические операции на расстояние до 20 м и более от устья в недоступных местах или на внутреннюю поверхность скважины наносится слой краски (рисунок 5.2).



Фиг.1

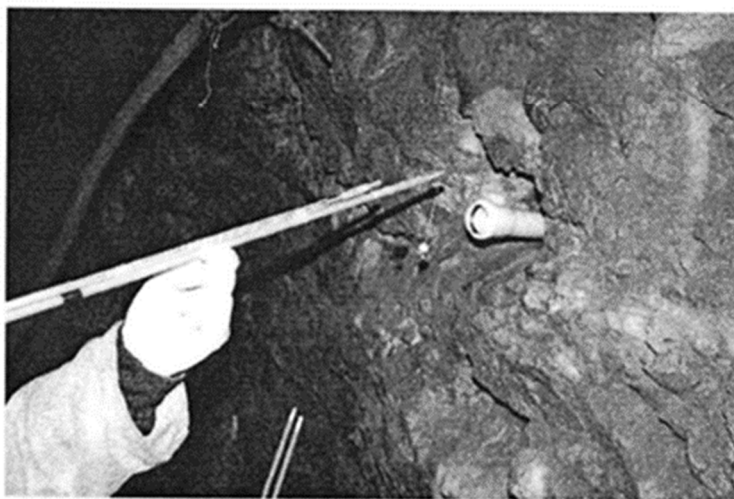
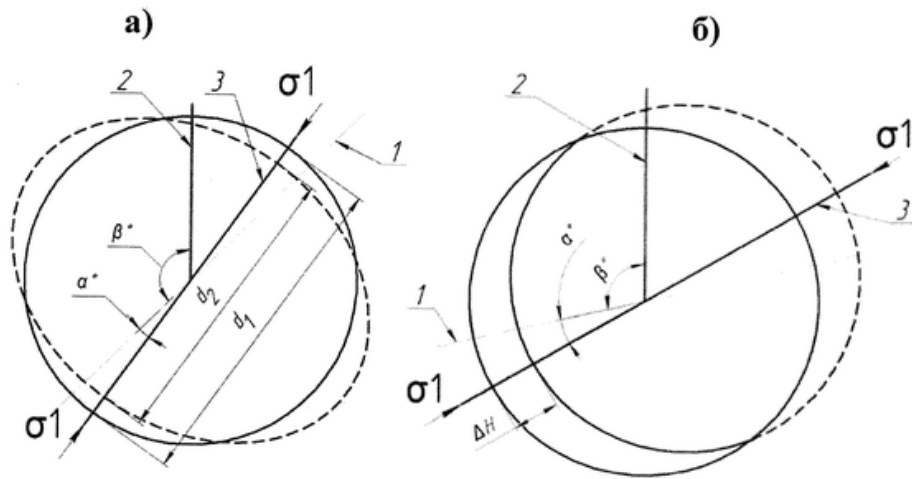


Рисунок 5.2 – Обследование скважин с применением видеоэндоскопа

Далее обследуют скважины с применением видеоэндоскопа, позволяющего выполнять фото- и видеофиксацию. Для определения положения камеры видеоэндоскопа относительно горизонта, направления деформирования горизонтальных и наклонных скважин, сдвигов и ориентации трещин применяется отвес 1, закрепленный на направляющих штангах, используемых для видеоэндоскопа в скважинах (рисунок 5.2). На полученных снимках определяются параметры обозначенных контуров: их размеры d_1 , d_2 . Направления максимального сжатия скважины указывает на направление действия максимальных напряжений σ_1 (3), определяют угол α между вертикалью и направлением действия максимальных напряжений, угол β между вертикалью снимка и направлением действия максимальных напряжений, величину сдвига скважины относительно ΔH и т.д.

Скважины картируют. Строят графическое изображение исследуемых участков с нанесением, например, схемы деформирования участка (рисунок 5.3, а) или сдвига (рисунок 5.3, б).



1 направление отвеса; 2 – вертикаль камеры («мнимая» вертикаль); 3 – направление действия максимальных напряжений; d_1 и d_2 – соответственно начальный и конечный диаметры деформируемой скважины, мм; ΔH – величина сдвига, мм; α – угол между вертикалью и направлением действия

максимальных напряжений, град; β – угол между «мнимой» вертикалью и направлением действия максимальных напряжений, град

Рисунок 5.3 – Графическое изображение исследуемых участков

Сжатие скважин зависит от величины максимальных напряжений σ_1 . Чем больше максимальные напряжения, тем больше относительные деформации

$$\varepsilon = \frac{d_1 - d_2}{d_1} \cdot K_1, \quad (5.2)$$

где d_1 – начальный диаметр скважины;

d_2 – наименьший диаметр деформируемой скважины;

K_1 – эмпирический коэффициент, учитывающий физико-механические свойства горных пород и структурную нарушенность массива в направлении действия максимальных напряжений.

Способ позволяет фиксировать смещения стенок скважин при обработке фото- и видеоматериалов с точностью до 0,1 мм, что соответствует точности определения относительных деформаций 0,001. Устанавливается зависимость деформаций ε скважины или шпура от уровня напряженности (диапазон напряжений) для локального участка месторождения и конкретного типа горной породы с учетом его физико-механических свойств и структурной нарушенности. С увеличением параметров деформирования и сдвига возрастают напряжения, действующие в массиве горных пород.

Для достоверности получения конечных результатов для конкретного участка месторождения необходимо картировать не единичные скважины, а максимальное их количество – технологических, например взрывных, а также пробуренных специально.

В качестве базовых данных для определения диапазона значений напряжений на исследуемом участке используется сопоставление параметров деформирования скважин от уровня напряженности массив, полученные с помощью методов дискования керна или разгрузки.

Способ позволяет в относительно короткие временные промежутки оценивать напряженно-деформированное состояние массива горных пород: направление действия максимальных главных нормальных напряжений и диапазон их значений, относительные деформации, местоположение зон сдвига и сжатия скважин с помощью видеоэндоскопа, а также прогнозировать развитие деформационных процессов для обеспечения безопасной и эффективной эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых.

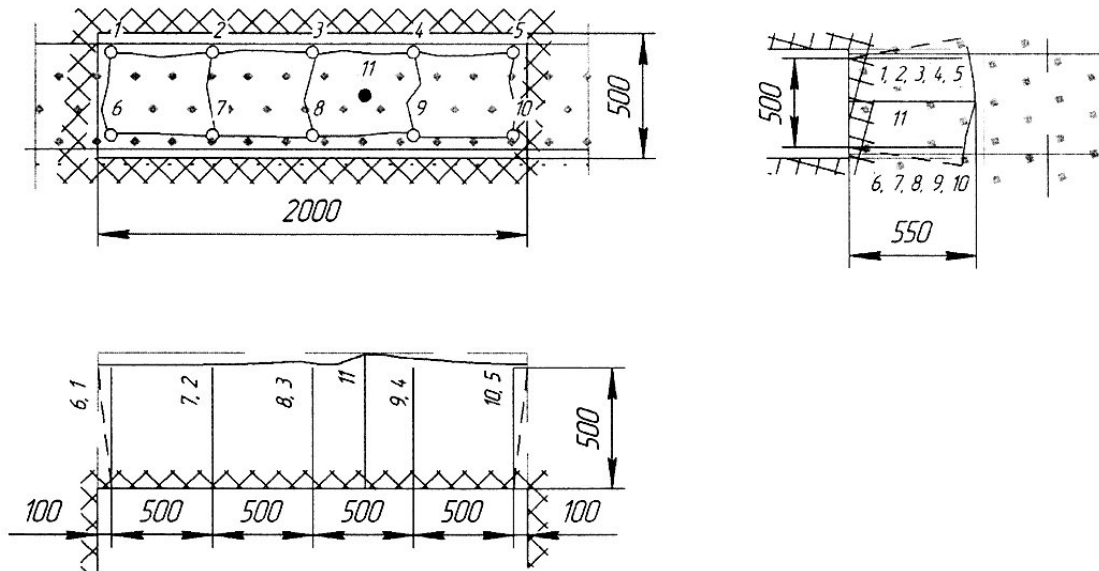
5.3 Отбойка сформированных гидроразрывом блоков при ведении очистных работ зарядами ВВ

Для сохранения рубинов в условиях использования технологии гидроразрыва при освоении коренных месторождений корунда камерно-столбовой системой разработки рассмотрены варианты проведения щадящих взрывов зарядами ВВ с эффектом декаплинга для отбойки сформированных разрывом блоков с сохранением их целостности. [16]

При взрывной отбойке руды, содержащей корунды (рубины), с помощью шпуровых зарядов происходит разрушение корундового геологического материала – более 90 % от общего объема [8, 12, 123, 139, 144, 147]. Также большая часть корундов разрушается при быстром разупрочнении (при падении давления), при переходе горных пород и корундов из напряженного состояния в разгруженное происходит разрушение крупных кристаллов и образование в них трещин.

Для сохранения целостности рубинов в качестве альтернативы существующим технологиям взрывной отбойки в настоящее время разрабатываются характеристики и параметры геотехнологии освоения коренных месторождений корунда, которые осваиваются в сложных условиях высокогорья, технологические схемы и технические способы гидроразрыва горных пород [12].

Гидроразрыв позволяет лишь разделить геоматериал внутри массива горных пород на блоки и снять напряжения [68, 70]. Для отбойки сформированных блоков необходимо провести максимально щадящий взрыв на дне центрального шпура или дополнительных нескольких шпуров, взрывная волна которого раскроет трещины гидроразрыва и отбросит блоки на некоторое расстояние на почву очистной ленты, слоя или выработки. Рекомендуется проводить отбойку блоков зарядами ВВ с использованием эффекта декаплинга [25, 98]. При этом достигается снижение сейсмического воздействия взрыва на массив горных пород за счет неполного заполнения шпуров ВВ по длине и сечению, а также снижение плотности ВВ, т.е. нарушается прямая связь между зарядом ВВ и разрушаемым массивом горных пород. Соприкосновение заряда ВВ со стенками шпура производит связанный взрыв (обычное взрывание) (рисунок 5.4), а при наличии, например, воздушного промежутка между стенками шпура и оболочкой заряда ВВ позволяет значительно понизить сейсмическое воздействие взрыва, так как возникает эффект декаплинга. При декаплинге ударная волна многократно отражается от стенок полости, оставаясь запертой внутри, и значительно меньше энергии отдается сейсмическим возмущениям массива горных пород. Декаплинг считается полным, в случае если размеры полости и давление в ней таковы, чтобы ударная волна, не разрушая полости, приводила лишь к упругим их деформациям [25]. В случае если возникают пластические деформации, покрытие будет частичным. Для высококачественного создания эффекта декаплинга при взрыве зарядов ВВ покрываются стенки шпуров специальными материалами (напыление, химический раствор и др.) или же следует применять при формировании зарядов инертные промежутки и забойку шпуров, к примеру минеральные вещества.[16]



1–10 – шпуры продольного гидроразрыва; 11 – центральный шпур поперечного гидроразрыва, а также для проведения сотрясательного взрыва заряда ВВ с использованием эффекта декаплинга; 2000 мм, 500 мм – ширина и высота очистной ленты; 500 мм – длина шпуров продольного гидроразрыва; 550 мм – длина центрального шпура

Рисунок 5.4 – Параметры бурошиповзрывных работ (паспорт БГВР)

а)



б)



Рисунок 5.5 – Зона нарушенных взрывом ВВ горных пород при проходке выработок на руднике Cuíaba в Бразилии (а) и Зум-Холбинском в Бурятии (б) с визуально наблюдаемыми техногенными трещинами в радиусе более 300 мм

Проведение обычных взрывов шпуровых зарядов ВВ при проходке выработок или же отработке очистных лент создает зоны разрушенных взрывом горных пород – зоны нарушенности пород (ЗНП), которые

представляют собой сеть трещин размером от микро- до макроскопических, в сочетании с радиальным растрескиванием (рисунки 5.5, 5.6), особенно при использовании мощных ВВ, например игданита. Несоблюдение проектных характеристик и параметров БВР, использование мощных ВВ, отказ от контурного взрывания, недостаточная изученность физических свойств горных пород приводит к увеличению сечения выработок и очистных лент, а также нарушению целостности сформированных гидроразрывом блоков. Например, при проходке подготовительной выработки на одном из рудников в Восточной Сибири визуально наблюдалось изменение проектного сечения выработки: $2,6 \times 2,8$ м (рисунок 5.6). Подвигание забоя за цикл составляло 1,5 м. При соблюдении проектных характеристик и параметров объем отбитой горной породы составлял 10 м^3 массой 27 т. Но из-за увеличения сечения выработки на 15 % масса отбитой горной породы возросла до 31 т. Горной породы оказалось сверх нормы 4 т на одном цикле проходки. Возникли издержки при погрузке и транспортировке незапланированного объема, потребовалось дополнительное время. На рисунке 5.7 представлен эмпирический график [16] который демонстрирует, как возрастает площадь увеличения сечения выработки при различной длине подвигания забоя, которая зависит от радиуса зон нарушения горных пород взрывом ($R_{\text{зип}} = 10\text{--}40$ см). При увеличении площади сечения выработки на 15 %, до $8,2 \text{ м}^2$, возрастает объем оборки горной породы на 0,6 т и транспортировки на 1 п. м проходки (1 т на 1,5 п. м проходки) при $R_{\text{зип}} = 10$ см.

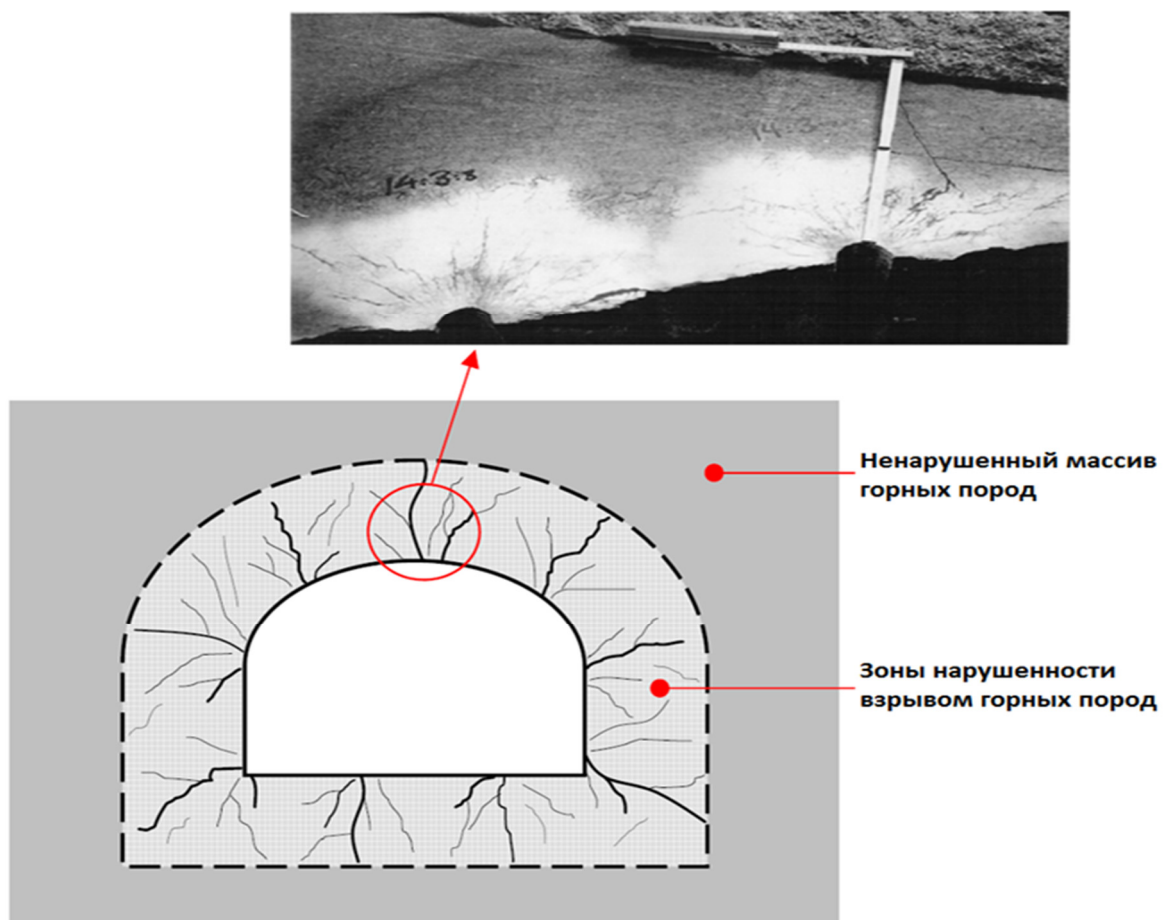
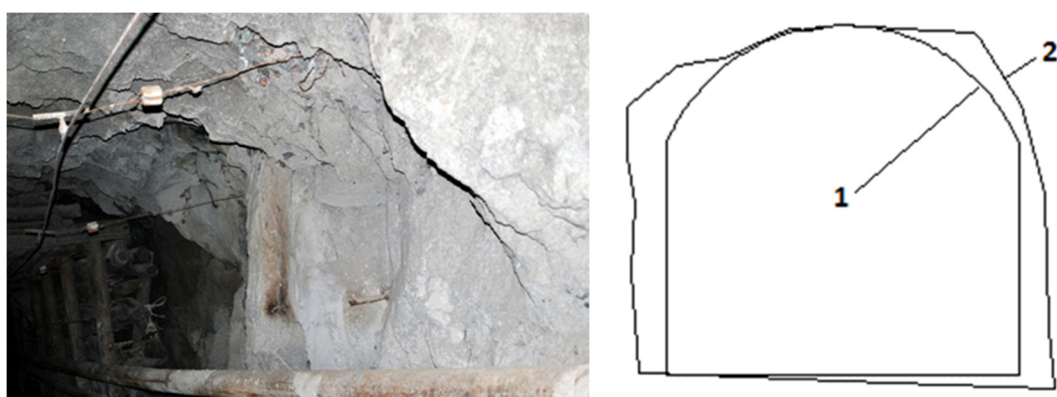


Рисунок 5.6 – Микро- и макроскопические трещины в зоне нарушенных взрывом ВВ горных пород



1 – проектное сечение; 2 – существующее сечение

Рисунок 5.7 – Нарушение сечения подготовительной выработки

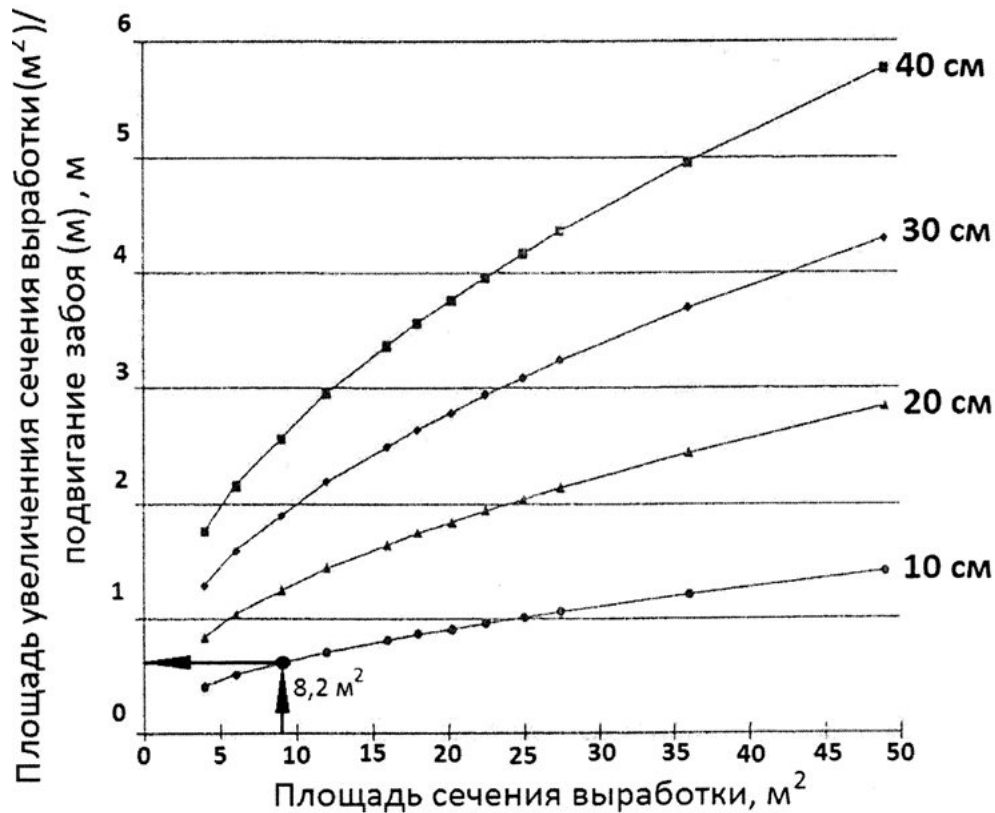


Рисунок 5.8 – Зависимость площади увеличения сечения выработки при различной длине подвигания забоя от радиуса зон нарушенности горных пород взрывом ($R_{зпп} = 10 + 40$ см)

При проведении экспериментальных исследований разработаны параметры бурошидровзрывных работ. За основу взяты параметры очистных лент (забоев) отработки горизонтальных и пологопадающих, тонких и маломощных жил камерно-столбовой системой разработки [33, 46], наиболее подходящей для данных условий разработки корундовых месторождений, расположенных в горах на высоте более 2 км [12].

Для раскрытия трещин гидроразрыва и отбойки сформированных блоков проводится щадящий взрыв с эффектом декаплинга на дне центрального шпура или при необходимости в нескольких дополнительных шпурах. Энергия взрыва обычных шпуровых зарядов ВВ нарушает целостность сформированных гидроразрывом блоков руды или снижает их прочность. В итоге возникают новые трещины, плоскости ослабления и напластования, которые были непроницаемы до взрыва, и целостность кондиционного куска нарушается. При

этом происходят значительные потери корундового геоматериала, увеличиваются разубоживание руды и объемы транспортировки, повышаются требования к креплению выработок и устойчивости горных пород. С помощью специальных методов взрывания, например предварительного расщепления (раскалывания) взрывом массива по трещинам гидроразрыва, сохраняется целостность кондиционных кусков руды. Хорошо организованный и проведенный щадящий взрыв позволяет сократить объемы увеличения сечения выработок, очистной ленты и транспортируемой породы; расходы на крепление выработок и очистного пространства; время и стоимость оборки выработок и установки крепи.

При щадящем взрывании больший эффект достигается в крепких породах и в залежах с горизонтальным напластованием, с минимальным повреждением массива горных пород разломами и природными трещинами (рисунок 5.9, а). В несвязных, выветрелых, сильно трещиноватых породах наиболее сложно получить качественный гидроразрыв и достигнуть необходимого эффекта при взрыве (рисунок 5.9, б). Схемы месторасположения шпуров и массу зарядов ВВ нужно изменять в зависимости от свойств горных пород и структурной нарушенности. То, собственно, что работает в крепких породах, неприменимо в слабых и сильнотрещиноватых массивах (рисунок 5.10) [45].

Щадящий взрыв с эффектом декаплинга минимизирует негативное воздействие на состояние сформированных гидроразрывом блоков при отработке очистных лент при камерно-столбовой системе разработки и возмущение примыкающего породного массива с помощью следующих технических решений: уменьшения энергии взрыва на 1 м шпура; уменьшения количества шпуров, в которых размещаются заряды ВВ; неполной зарядки шпура; бурения вспомогательных шпуров внутри контура взрыва для поперечного гидроразрыва и проведения щадящего взрыва; выполнения детонации зарядов ВВ с замедлением для получения свободной поверхности и максимального угла отрыва. [16]

a)

Blasthole Configuration

Blasthole Diameter

41 mm

Blasthole Length

1.7 m

Uncharged Collar Length

0.3 m

Explosive Details

Explosive Type

Igdanit

Explosive Density

0.85 g/cm³

Explosive Column Length

1.4 m

Cartridge Diameter

41 mm

Charge Decoupling

100%

Vibration Criteria

Site Equation

Holmberg

Constant K

700

Constant α

0.65

Rock type Granodiorite

Vibration Calculations: Near Field

Graphed Vibration Level

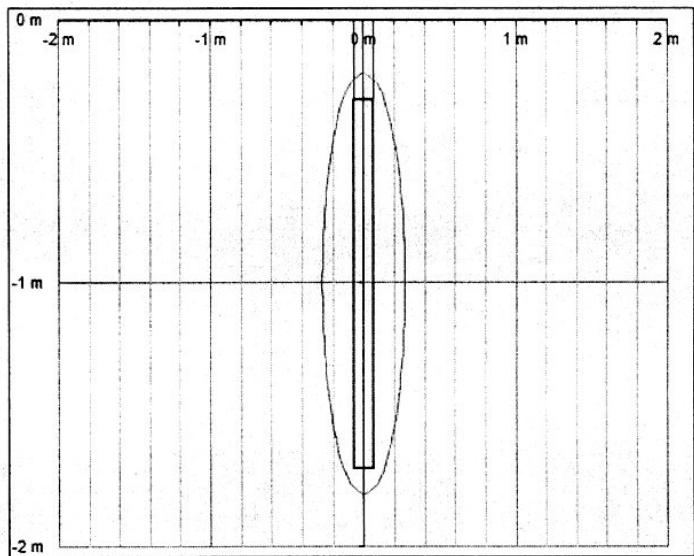
3125 mm/s

Maximum Horizontal Distance

0.27 m

Distance Below Column

0.10 m



Enter from PPV calculations below

Equation 2 used

Stand off holes parallel to hanging wall

Stand off holes stabbing into hanging wall

b)

Blasthole Configuration

Blasthole Diameter

41 mm

Blasthole Length

1.7 m

Uncharged Collar Length

0.3 m

Explosive Details

Explosive Type

Igdanit

Explosive Density

0.85 g/cm³

Explosive Column Length

1.4 m

Cartridge Diameter

41 mm

Charge Decoupling

100%

Vibration Criteria

Site Equation

Holmberg

Constant K

700

Constant α

0.65

Rock type Shale

Vibration Calculations: Near Field

Graphed Vibration Level

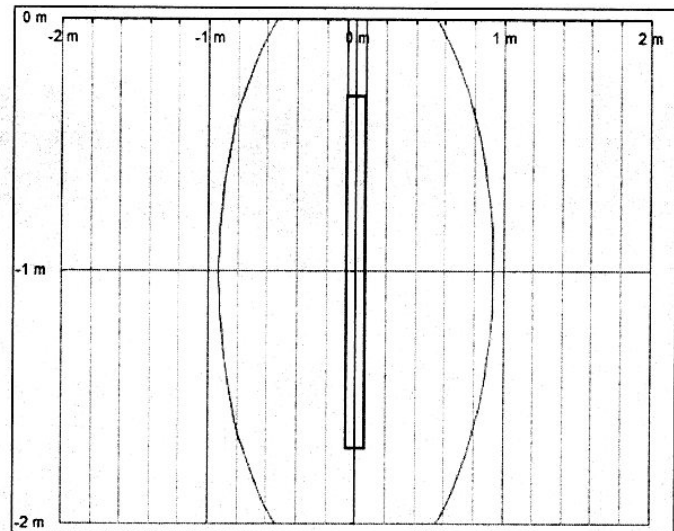
933 mm/s

Maximum Horizontal Distance

0.93 m

Distance Below Column

0.52 m



Enter from PPV calculations below

Equation 2 used

Stand off holes parallel to hanging wall

Stand off holes stabbing into hanging wall

Blasthole diameter – диаметр шпура (41 мм); Blasthole length – длина шпура (1,7 м); Explosive density – плотность ВВ (игданита) (0,85 г/см³); Cartridge diameter – диаметр патрона (41 мм); Charge decoupling – декаплинг заряда (100 %); Graphed vibration level – уровень колебаний в ближней зоне (в гранодиоритах – 3125 мм/с, в сланцах – 933 мм/с) (Hughes, 1997)

Рисунок 5.9 – Радиус ЗНП при взрывании шпутового заряда ВВ (игданита) в крепких породах – гранодиоритах $R_{\text{ЗНП}} = 0,27$ м (а) и слабых – сланцах $R_{\text{ЗНП}} = 0,93$ м (б)

Для достижения наибольшего эффекта щадящего взрыва необходимо уменьшить энергоемкость ВВ на 1 м шнура (рисунок 5.10). Например, ВВ типа игданита имеет слишком высокую мощность, однако смесь ВВ типа Impact и игданита может эффективно применяться в условиях сухих пород. В обводненных породах рекомендуется использовать патронированные ВВ, соединенные трейсерами 10 г/м или другими детонирующими шнурами подходящей мощности в случае, если диаметр патрона намного меньше диаметра шнура.

Масса ВВ и разнесение зарядов ВВ в шпурах при щадящем взрыве обуславливаются типом горной породы, вследствие этого для определения их параметров необходимо провести тестовые взрывания. Для патронированных зарядов ВВ обычно необходима забойка, например, минеральными ампулами, глиной или подходящими пробками для удержания энергии взрыва и предотвращения выдавливания заряда при малых замедлениях. Оптимальный вариант тот, при котором заряды ВВ при щадящем взрыве следует инициировать одновременно для обеспечения равномерного разрушения массива по трещинам гидроразрыва. В практике эффективного результата достигают путем инициирования групп зарядов ВВ с равными замедлениями с обеспечением соответствующей свободной поверхности.

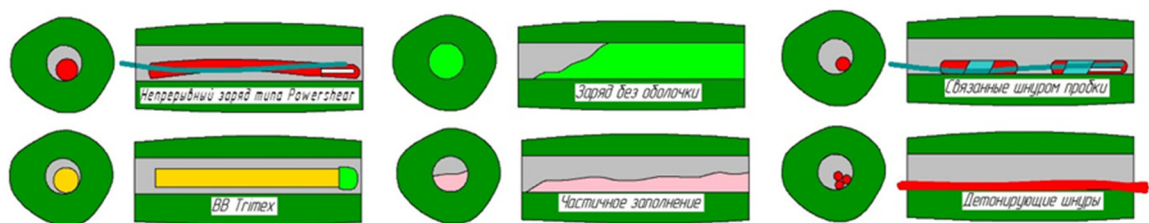


Рисунок 5.10 – Заряды ВВ для щадящего взрыва с использованием эффекта декаплинга

ЗНП, примыкающая к шпуру, представляет собой кольцо, в котором механические колебания пород превышают 1400 мм/с, что соответствует уровню трещинообразования [157]. В качестве примера для сопоставления представлен контур ЗНП при взрывании шпуровых зарядов ВВ (игданита) $\varnothing 45$ мм (рисунок 5.11, а) и зарядов ВВ типа Econotrim (изолированное

патронированное ВВ) $\varnothing$ 21 мм в шпурах $\varnothing$ 45 мм (рисунок 5.11, б). В первом случае диаметр ЗНП вокруг шпура составил в среднем 900 мм, во втором – 200 мм.

Для уменьшения нарушения сформированных гидроразрывом кондиционных блоков корундосодержащей руды также рекомендуется при проведении щадящих взрывов снижать линейную плотность заряда ВВ на 1 м шпура. Плотность ВВ можно понизить методом добавления к нему гранулированного полистирола. В качестве альтернативы используются патронированные ВВ с эффектом декаплинга, поставляемые специализированными производителями.[16]

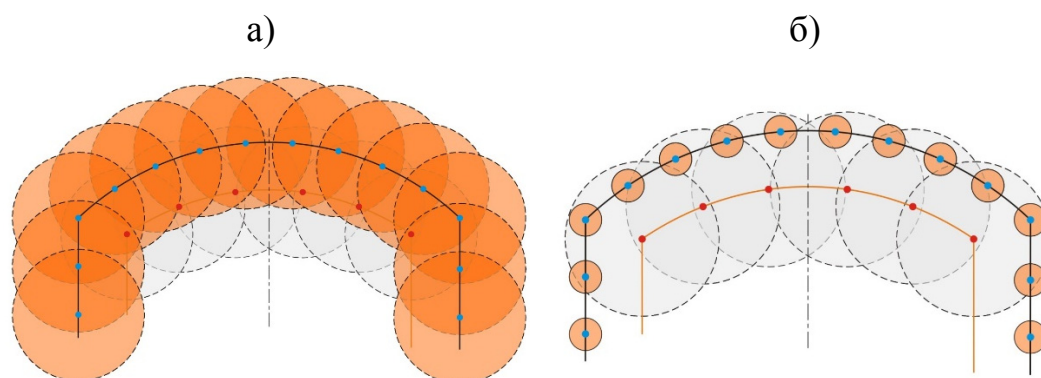


Рисунок 5.11 – ЗНП диаметром 900 мм при взрывании шпуровых зарядов ВВ игданита $\varnothing$ 45 мм (а) и 200 мм при взрывании ВВ типа Econotrim $\varnothing$ 21 мм (б) в шпурах $\varnothing$ 45 мм

При проведении исследований на горнодобывающих предприятиях параметров щадящего взрыва с помощью ВВ различной плотности установлено, что наиболее качественный результат получен при взрывании патронированных ВВ с эффектом декаплинга, а также комбинированного ВВ при соотношении компонентов смеси 50/50, например игданита и гранулированного полистирола.

5.4 Технология формирования и отработки техногенных месторождений корунда

Отличие отходов недропользования и связанных с ним перерабатывающих производств от других видов отходов производства заключается в том, что они представляют собой техногенные образования, содержащие полезные ископаемые, которые не были извлечены из-за несовершенства существующих на момент отработки технологий их извлечения или по причине того, что их накопление преимущественно происходило в хвостах обогащения; в связи с недостаточной степенью изученности перерабатываемых руд и продуктов их переработки; по причине действия на момент отработки месторождения высоких параметров кондиций (бортное содержание, минимальное промышленное содержание и т.д.), предопределяющих высокие содержания в отвалах забалансовых руд и пустых пород, а также по ряду других причин.

В связи с совершенствованием технологии обогащения и переработки полезных ископаемых, изменением цен на товарную продукцию считавшиеся ранее некондиционными по содержанию полезных компонентов техногенные образования становятся рентабельными для повторной переработки и представляют промышленный интерес. При положительной оценке эколого-экономической эффективности освоения техногенные образования приобретают статус месторождения.

Вовлечение в переработку техногенного сырья позволяет обеспечить более полное использование невозобновляемых природных ресурсов; обеспечить сырьем незагруженные производственные мощности вследствие истощения сырьевой базы горнодобывающих предприятий; снизить уровень негативного воздействия на окружающую среду; освободить занимаемые земли.

Техногенные месторождения – это скопления минеральных веществ на поверхности земли или в горных выработках, образовавшиеся в результате их

отделения от массива и складирования в виде отходов добычи полезных ископаемых (некондиционные руды, вскрышные и вмещающие породы), обогатительного (хвосты, шламы), металлургического (шлаки, кеки), топливно-энергетического (шлаки, золы), химического и других производств и пригодных по количеству и качеству сырья для промышленного использования на рациональной экономической основе в настоящее время или в ближайшем будущем по мере развития науки и техники.

Техногенные месторождения представляют собой особый класс месторождений, сформировавшихся в последние столетия в районах горнорудной промышленности.

Классификация техногенных месторождений осуществляется по их принадлежности к отходообразующим предприятиям, технологическим стадиям производственного цикла, типам отходов, времени накопления, объемам, характеристике хранилища и собственно отходов, химическому составу, степени негативного влияния на окружающую среду, состоянию изученности отходов, перспективам использования и прочим характеристикам.

При этом промышленную ценность могут представлять не только отходы непосредственной переработки руд и концентратов, но также отвалы вскрышных, вмещающих пород и забалансовых руд для извлечения из них полезных компонентов или использования в качестве строительных и других материалов.

В особую группу выделяются техногенные месторождения, возникшие в результате разработки россыпных месторождений золота, платиноидов, алмазов, касситерита, вольфрамитов и чей ресурсный потенциал оценивается достаточно высоко.

Впервые для сложных горно-геологических условий высокогорья предложена технология формирования и отработки техногенных месторождений корунда, позволяющая создать техногенное месторождение совместно с формированием отвала горных пород максимальной емкости и устойчивости, а также повысить экологическую безопасность проводимых

горных работ и обеспечить максимальное извлечение полезного компонента при последующем выщелачивании созданного техногенного месторождения. Предложено пять способов формирования техногенного месторождения и его последующей отработки.

1 Способ, включающий снятие плодородного слоя в границах проектируемого техногенного месторождения и складирование его по периметру производства горных пород, формирование по его боковым краям вытянутых насыпей из потенциально плодородных пород, выемку горных пород до заданной отметки в объеме, необходимом для образования техногенного месторождения и создание из них предотвала в одном из торцов образованной выработки, производство гидроизоляции образованной выработки путем отсыпки и последующего уплотнения слоя глинистых пород и укладку на него защитного слоя из мелкой фракции крепких скальных пород, отсыпку поверх образованного техногенного месторождения отвала, покрытие его предварительно снятым плодородным слоем с последующим задержанием его поверхности, выщелачивание образованного техногенного месторождения путем подачи рабочего раствора по трубам с его поверхности и последующей откачки продуктивного раствора, отличающийся тем, что дну образуемой выработки для размещения техногенного месторождения придают уклон от ее краев в сторону ее центральной оси, размещают на предотвале передвижную дробилку с ленточным отвалообразователем, некондиционную руду, предназначенную для образования техногенного месторождения, дробят до размера, оптимального для ее последующего выщелачивания, посредством вышеуказанной дробилки и размещают поверх защитного слоя на дне емкости в виде конусов, которые по мере перемещения дробилки отвалообразователем разравнивают до верхнего края гидроизоляции из уплотненных глинистых пород блоках поверхностях выработки, после чего производят гидроизоляцию верхней поверхности загруженных в выработку горных пород и осуществляют отсыпку поверх образованного техногенного месторождения, причем отсыпку производят так, чтобы края нижней части отвала выходили за верхние контуры

образованного техногенного месторождения и упирались в насыпи из потенциально плодородных пород, расположенных вдоль его боковых краев, причем после завершения отсыпки отвала его боковые откосы и насыпи потенциально плодородных пород выполаживают совместно.

2 Способ по п. 1, отличающийся тем, что на дне выработки, предназначенной для размещения техногенного месторождения, со стороны, противоположной предотвалу, устраивают дренажные колодцы.

3 Способ по п. 1, отличающийся тем, что формирование техногенного месторождения производят поэтапно по мере формирования выработки для его размещения.

4 Способ по п. 1, отличающийся тем, что трубы для подачи рабочего раствора и последующей откачки продуктивного раствора устанавливают заранее, причем трубы для откачки продуктивного раствора размещают вдоль центральной оси образованного техногенного месторождения с таким расчетом, чтобы их нижний конец находился в нижней части защитного слоя из мелкой фракции крепких скальных пород.

5 Способ по п.1., отличающийся тем, что защитный слой располагаемый под техногенным месторождением, формируют из под нейтрального состава, откачку продуктивного раствора производят с задержкой времени, необходимого для его фильтрации через породу защитного слоя, расположенного под отрабатываемым техногенным месторождением.

Выводы по главе 5

Несмотря на малую мощность наклонно падающих рудных тел, залегающих в устойчивых вмещающих породах, представляющих собой сложные объекты разработки, они отнесены к главным месторождениям, в которых сосредоточены значительные запасы корундосодержащего сырья.

В горном деле может быть использовано для повышения точности определения направления действия и значений главных напряжений в горном

массиве, оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород, выявления местоположения зон повреждения пород и характера их распространения при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Для сохранения рубинов в условиях применения технологии гидроразрыва при освоении коренных месторождений корунда камерно-столбовой системой разработки рассмотрены варианты проведения щадящих взрывов зарядами ВВ с эффектом декаплинга для отбойки сформированных разрывом блоков с сохранением их целостности.

Вовлечение в переработку техногенного сырья позволяет обеспечить более полное использование невозобновляемых природных ресурсов; обеспечить сырьем незагруженные производственные мощности вследствие истощения сырьевой базы горнодобывающих предприятий; снизить уровень негативного воздействия на окружающую среду; освободить занимаемые земли.

Глава 6 Обоснование механизма селективной дезинтеграции корундосодержащих горных пород с целью извлечения полезного компонента

6.1 Механизм селективной дезинтеграции горных пород минералов семейства корунда

Процесс добычи и переработки полезных ископаемых сопровождается стадиями дробления и измельчения с целью извлечения ценных минералов. При этом на стадиях обогатительного передела измельчение горных пород является наиболее энергоемким и дорогостоящим технологическим процессом. Одним из путей повышения технико-экономической эффективности обогатительного передела является реализация селективной дезинтеграции, что позволяет увеличить выход минерального сырья и снизить энергозатраты за счет понижения степени измельчения при увеличении размеров конечной фракции. Проблема селективной дезинтеграции особенно актуальна при добыче сырья для ювелирных целей и обрабатывающей промышленности, где ценность размеров конечного продукта трудно переоценить [18, 111]. Например, при добыче минералов семейства корунда (рубины, сапфиры) нахождение корунда нередко наблюдается с корундовыми сиенитами и сиенит-пегматитами, образующими дайки и жилы в толщах щелочных сиенитов или же гранито-гнейсов и гнейсов вблизи контактов их с массивами щелочных или нефелиновых сиенитов. К аналогичным объектам относятся месторождения Ильменских и Вишневых гор на Южном Урале (Россия). Интересно месторождение массива Рай-Из на Полярном Урале, где карминово-красный корунд с размерами кристаллов до 2 см приурочен к дайкам плагиоклазитов, преимущественно к слюдитовым зонам. Метаморфические мусковит-силлиманит-корундовые и кианит-корундовые породы в гнейсах и кристаллических сланцах известны в Якутии (месторождение Чайныт).

Особого интереса заслуживают месторождения корунда, главным образом рубина, в метаморфизованных мраморах. Они образуются в результате контактового метасоматоза при внедрении магматических пород, как правило, основного состава, в карбонатных толщах. Примером месторождений такого типа может служить Кучинское месторождение на Южном Урале.

Минералы корунда в продуктивных толщах отличает большое разнообразие форм. Весьма актуальной технической задачей является именно селективная дезинтеграция с целью максимального сохранения благородного корунда. Необходимо обеспечить дезинтеграцию горной породы по граничной поверхности ценного минерала и вмещающей минеральной среды. В промышленных масштабах поставленная задача может быть решена путем рационального выбора дробильно-измельчительного оборудования и оптимизации механизмов направленного механического и физического воздействия [95].

При решении задачи извлечения рудных минералов с тонкими вкраплениями во вмещающих породах в процессе рудоподготовки широко применяют мельницы самоизмельчения с размерами фракций до 20 мкм. Такие мельницы обеспечивают более полное раскрытие ценных минералов, способствуя получению рудных концентратов высокого качества. Однако задача селективности разрушения в данном случае практически не решается, и положительный эффект достигается преимущественно за счет измельчения до самых мелких фракций. Очевидно, что при решении задачи извлечения ценных минералов для ювелирной отрасли такой метод не подходит.

Используемые на практике машины для дробления материалов в зависимости от их назначения и принципа действия реализуют следующие методы разрушения: раздавливание, ударное воздействие, раскалывание и излом. При этом одновременно могут реализовываться несколько механизмов разрушения в зависимости от режимов работы дробилок [34].

Щековые дробилки осуществляют разрушение горных пород преимущественно раздавливанием и частично истиранием между двумя

плитами-щеками при их периодическом сближении. В данном случае в разрушаемой горной породе создается напряженное состояние, аналогичное одноосному режиму механического воздействия сжатием.

Конусные дробилки реализуют процесс разрушения раздавливанием, изломом и частично истиранием между двумя коническими поверхностями, одна из которых движется эксцентрично по отношению к другой. При этом в разрушаемой горной породе создаются напряжения, аналогичные одноосному режиму сжатия совместно со сдвиговыми напряжениями.

Валковые дробилки реализуют процесс разрушения раздавливанием между двумя валками, вращающимися навстречу один другому. Напряженное состояние в материале можно охарактеризовать как неравномерное двуосное.

Дробилки ударного действия, в том числе молотковые или роторные, осуществляют разрушение ударами шарнирно подвешенных молотков или жестко прикрепленных к ротору бил. Реализуются также удары дробимого материала об отражательные плиты и соударения друг с другом. Механизм силового нагружения обусловлен сосредоточенными силами, действующими с одной поверхности, и массовыми силами инерции, распределенными по всему объему разрушаемого материала – навстречу силе удара.

Таким образом, в процессе дробления горная порода разрушается за счет распространения трещин под действием комбинаций различных видов силовых воздействий. Изучение механизма селективного разрушения горных пород базируется на актах управляемого объемного или поверхностного силового воздействия, создающего в объеме минералов различные напряженно-деформированные состояния [34]. С точки зрения управляемой селективной дезинтеграции минерального сырья необходимо стремиться к тому, чтобы разрушающая энергия над поверхностью ценного минерала превосходила ту же энергию в его объеме. В этом случае можно утверждать, что процесс распространения трещин будет происходить преимущественно вдоль поверхности минерала, тем самым будет решаться задача селективной дезинтеграции и повышения степени раскрытия минералов. Представлена

методика расчета критерия эффективности селективного дробления горных пород, применяемая для сопоставительного анализа эффективности в задачах извлечения из горных пород ценных минералов без их переизмельчения. В качестве результативного критерия использовано отношение энергии формоизменения на поверхности ценного минерала к этой энергии внутри его объема. На основе компьютерного моделирования сформулирован вывод о достижении большего эффекта селективной дезинтеграции при дроблении породы «в слое», собственно, что достигается в условиях равномерного всестороннего сжатия. Выполнены лабораторные эксперименты, которые подтвердили реализацию механизма селективного дробления материнской породы мрамора с включениями корунда и рубина. Исследования представляют интерес при разработке новых технологий селективной дезинтеграции с выделением ценных и ювелирных минералов [18, 107].

Актуальную научную задачу обоснования режима силового нагружения горных пород, обеспечивающего селективную дезинтеграцию минерального сырья при дроблении, можно решать экспериментальным и (или) теоретическим методом.

В практике обогащательного передела широко используют экспериментальные методы в лабораторных и производственных условиях. Действительно, технологические схемы, оборудование и режимы работы дробления и измельчения находятся под постоянным контролем технологов, что позволяет получить важные практические рекомендации [19, 111]. Однако недостатком такого подхода является необходимость учета многообразных случайных и неуправляемых факторов, включая вариацию исходных физических свойств минерального сырья и режимов работы оборудования. Поэтому выявление и надежное статистическое доказательство положительного эффекта представляет собой непростую научную задачу. Более достоверную информацию с минимальным количеством случайных факторов можно получить в лабораторных условиях, однако перенос лабораторных

результатов в реальный производственный процесс влечет за собой погрешности масштабного фактора.

В любом случае поиск перспективных технических решений необходимо осуществлять не методом проб и ошибок, а осознанно, опираясь на современные достижения в области фундаментальных наук. В этом плане большие возможности открывает компьютерное моделирование, позволяющее использовать фундаментальные физические законы, записанные в дифференциальных уравнениях в частных производных, для получения качественных и количественных результатов с учетом различных краевых условий и геометрии исследуемого объекта. Такие возможности предоставляет программный пакет COMSOL Multiphysics позволяющий моделировать физические процессы из различных областей, включая напряженно-деформированное состояние объекта.

Для реализации метода компьютерного моделирования применительно к проблеме обоснования метода селективного дробления горных пород необходимо решить следующие задачи:

- 1) обосновать критерии оценки влияния напряженного состояния на кусок горной породы, влияющие на процесс селективного разрушения;
- 2) разработать методику учета влияния граничных условий силового воздействия на кусок горной породы, действующих на критерий селективного разрушения в сложно напряженном состоянии;
- 3) выбрать оборудование, обеспечивающее селективность дробления в различных условиях механического нагружения;
- 4) исследовать влияние геометрической формы ценного минерала на селективность разрушения;
- 5) установить влияние модулей деформаций минерального зерна и вмещающей среды на фактор селективности разрушения.

Процесс добычи и переработки полезных ископаемых предусматривает стадии дробления и измельчения с целью последующего извлечения ценного компонента минерального сырья. Одним из путей повышения технико-

экономической эффективности обогащительного передела является реализация технологий селективной дезинтеграции, что позволяет увеличить выход годного минерального сырья и снизить энергозатраты [34]. Проблема селективной дезинтеграции имеет особую актуальность при добыче сырья для ювелирных целей, где ценность крупных размеров конечного продукта возрастает многократно. Особого внимания заслуживают месторождения корунда, главным образом рубина, в метаморфизованных мраморах. В минеральном строении таких горных пород общей структурной особенностью является материнская порода с включениями корунда и рубина с разнообразными размерами и конфигурацией. Выделение этих минералов из материнской породы без переизмельчения представляет огромный практический интерес. Перспективными примерами месторождений такого типа могут служить Кучинское месторождение на Южном Урале, месторождение Снежное (Таджикистан), месторождения Хунза, Джакделак и др. [9]

В промышленных масштабах поставленная задача решается путем выбора рационального дробильного оборудования и оптимизации режимов механического воздействия [34].

Во всех известных технологиях дробления горная порода разрушается за счет распространения трещин растяжения и сдвига под действием внешних силовых воздействий. Для обоснования наиболее рационального режима разрушения воспользуемся показателем эффективности селективной дезинтеграции породы. За основу результативного критерия сохранности зерна принимаем условие, при выполнении которого энергия деформаций среды над поверхностью ценного минерала превосходила бы ту же энергию в его объеме. Для этой цели в расчетах используем энергию формоизменения, пропорциональную напряжениям по Мизесу и отражающую долю касательных напряжений в полной энергии деформаций [50, 77, 160]. С точки зрения управляемой селективной дезинтеграции минерального сырья необходимо стремиться к тому, чтобы разрушающая энергия над поверхностью ценного

минерала превосходила ту же энергию в его объеме. Очевидно, что в этом случае процесс распространения трещин будет происходить преимущественно вдоль поверхности ценного минерала, сохраняя целостность его объема.

При моделировании воспользуемся геометрической моделью зерна минерала в виде эллипсоида вращения. В качестве критерия сохранности зерна, при котором трещины распространяются вдоль границы с материнской породой, принимаем отношение энергии формоизменения вблизи поверхности эллипсоида к этой же энергии в его объеме. Энергия формоизменения, выраженная через главные напряжения $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, имеет вид

$$U_m = \frac{1}{4G} [(\sigma_1 - \sigma)^2 + (\sigma_2 - \sigma)^2 + (\sigma_3 - \sigma)^2], \quad (6.1)$$

где σ – среднее нормальное напряжение, Па:

$$\sigma = \frac{\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3}{3}; \quad (6.2)$$

G – модуль сдвига, Па.

Критерий эффективности напряженного состояния, влияющего на процесс селективного разрушения, представим в виде отношения

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}}, \quad (6.3)$$

где $U_{2m} = \sigma_{sm} \Delta V$, Дж/м³;

σ_{sm} – усредненное значение критерия Мизеса [77] в объеме над поверхностью эллипсоида;

ΔV – объем рассматриваемого поверхностного слоя эллипсоида толщиной σ :

$$\Delta V = \frac{4}{3} \pi [(a + \delta) \cdot (b + \delta) \cdot (c + \delta) - a \cdot b \cdot c], \quad (6.4)$$

U_{3m} – удельная энергия формоизменения в объеме над эллипсоидом, Дж/м³.

Примем также во внимание, что площадь поверхности эллипсоида составляет

$$S = \lim_{\delta \rightarrow 0} \frac{\Delta V}{\delta} = \frac{4}{3} \pi (ab + ac + bc). \quad (6.5)$$

Для определенности и сравнительного сопоставления расчетов примем толщину слоя, равную 10 % от минимальной полуоси эллипсоида – $\delta = 0,1a$. Для начала рассмотрим вариант, аналогичный структурному расположению минерала корунда внутри матрицы материнской породы – мрамора. В этом случае модуль полной деформации минерального зерна принимаем $E_3 = 8 \cdot 10^{10}$ Па, коэффициент Пуассона $\mu_3 = 0,2$; для материала матрицы примем $E_2 = 4 \cdot 10^{10}$ Па; $\mu_2 = 0,3$. Размеры полуосей эллипсоида вращения: $a = b = 0,005$ м; $c = 2a = 0,01$ м. Матрица представлена кубиком со сторонами 0,1 м.

При моделировании напряженно-деформированного состояния среды при различных условиях разрушения использован программный пакет Structural Mechanics Module Solid, Stress-Strain COMSOL Multiphysics. На рисунке 6.1 представлен геометрический объект моделирования, отражающий расположение единичного минерального зерна в материнской породе – матрице.

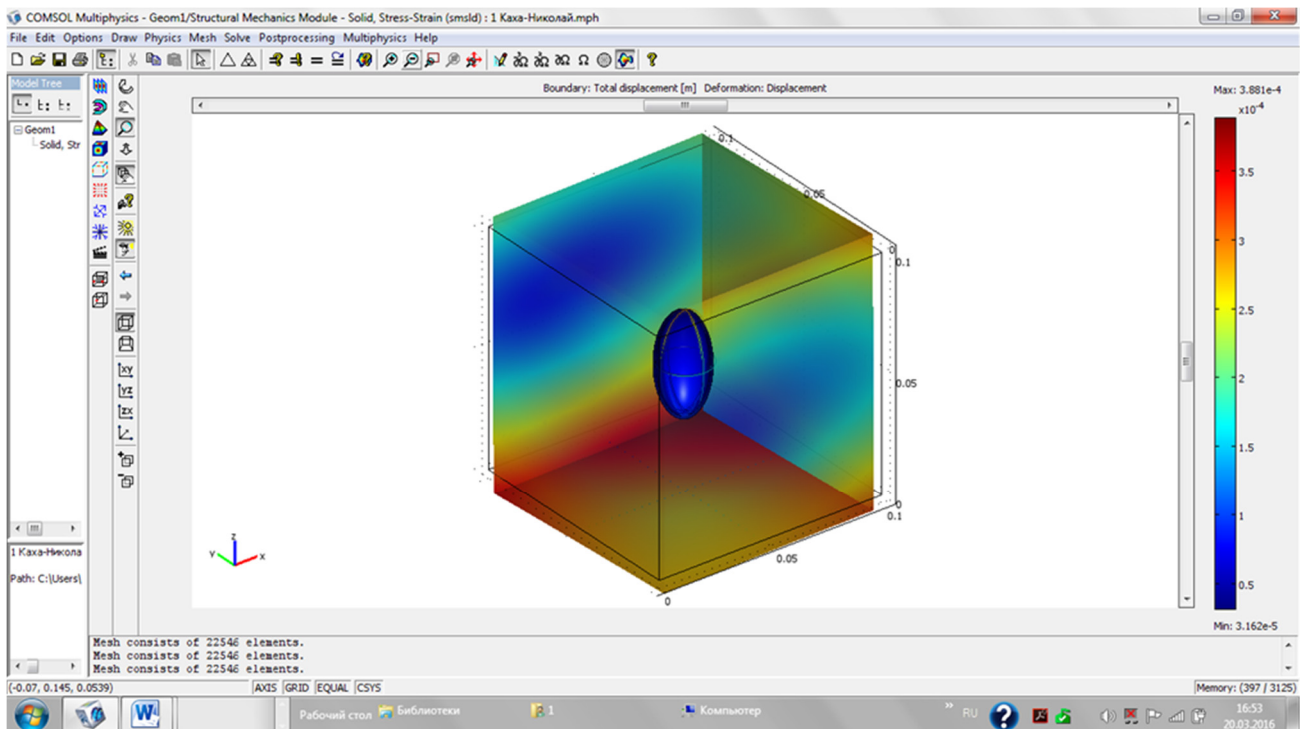
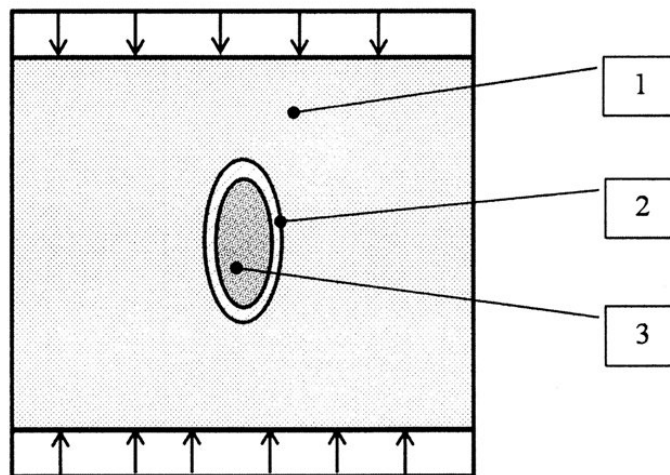


Рисунок 6.1 – Объект моделирования – эллипсоидальное минеральное зерно в матрице

На данной стадии моделируем одноосное напряженное состояние, вызванное действием в направлении Z постоянного сжимающего напряжения $P_z = 10$ МПа. Наиболее близкий технологический аналог процесса дробления реализуется в щековой дробилке.

В качестве критерия сохранности зерна при условии разрушения границы рассмотрим критерий в виде отношения энергии формоизменения на поверхности эллипсоида к этой же энергии в его объеме. На рисунке 6.2 представлена модель горной породы с единичным зерном 3 (ценный минерал) в виде эллипсоида вращения, заключенным в матрицу 1 (вмещающая порода). Принимаем во внимание, что чем больше энергии формоизменения будет сосредоточено в объеме 2 над поверхностью ценного зерна по отношению к этой же энергии в его объеме 3, тем больше вероятность сохранности зерна. Для определенности и сравнительного сопоставления различных условий примем в расчетах толщину слоя 2, равную 10 % от минимальной полуоси эллипсоида.



1 – вмещающая порода; 2 – пограничный объем; 3 – ценный минерал

Рисунок 6.2 – Геометрическая модель объекта моделирования

В качестве примера рассмотрим вариант, аналогичный структурному расположению минерала корунда внутри матрицы материнской породы мрамора.

Как отмечалось, одноосное напряженное состояние, вызванное действием в направлении большой полуоси эллипса сжимающих напряжений, характерно для процесса дробления в щековой дробилке. При величине сжимающих напряжений 10 МПа в породе реализуются напряжения по Мизесу [77], величина которых внутри ценного минерального зерна намного больше, чем на поверхности. Эта ситуация продемонстрирована на рисунке 6.3. Следовательно, вариант дробления в щековой дробилке, очевидно, приводит к переизмельчению ценных минералов. При этом удельная энергия формоизменения в выделенном объеме вокруг эллипсоида составляет $U_{2m} = 1,96 \cdot 10^6$ Дж/м³; эта же энергия внутри эллипсоида равна $U_{3m} = 1,64 \cdot 10^6$ Дж/м³. Следовательно, критерий эффективности селективного разрушения в варианте использования щековой дробилки составляет

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}} = \frac{1,96 \cdot 10^6}{1,64 \cdot 10^6} = 1,19. \quad (6.6)$$

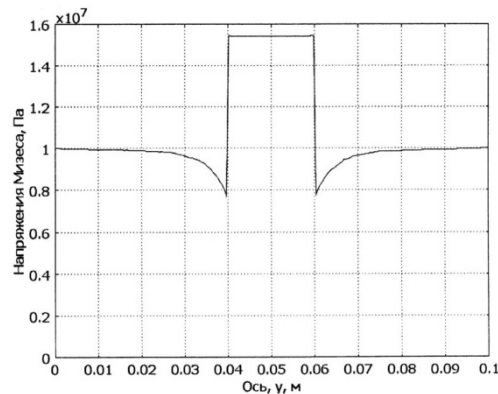


Рисунок 6.3 – Напряжения по Мизесу (Мизес, 1948) вдоль оси y при одноосном напряженном состоянии

При последующих анализах результатов моделирования установлено, что чем больше величина F , тем это лучше с позиций селективного разрушения. По данной методике выполнены аналогичные расчеты для варианта двуосного напряженного состояния, характерного для механизма разрушения в валковой дробилке.

В данном случае вдоль оси y действующее напряжение создает аналог двуосного напряженного состояния.

Рассмотрим действие двух одинаковых напряжений: $P_z = 10$ МПа; $P_y = 10$ МПа; $P_x = 0$. На рисунке 6.4 представлено распределение напряжений Мизеса в том же направлении, что и на рисунке 6.3. Картина распределения напряжений не изменилась.

Удельная энергия формоизменения в выделенном объеме вокруг эллипсоида $U_{2m} = 2,02 \cdot 10^6$ Дж/м³; энергия внутри эллипсоида $U_{3m} = 1,46 \cdot 10^6$ Дж/м³. Соответственно критерий эффективности селективного разрушения составляет

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}} = \frac{2,02 \cdot 10^6}{1,46 \cdot 10^6} = 1,38. \quad (6.7)$$

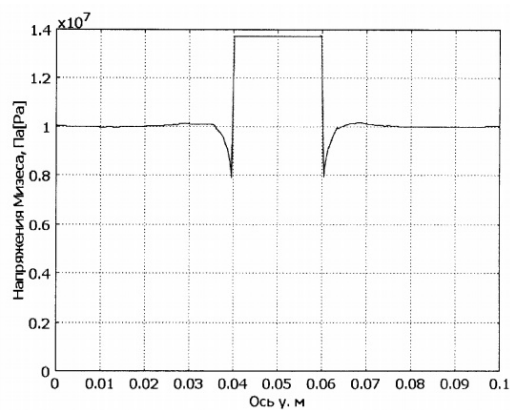


Рисунок 6.4 – Напряжения по Мизесу [77] вдоль оси y при двуосном напряженном состоянии

Таким образом, двуосный режим разрушения имеет более высокий критерий селективности по сравнению с одноосным режимом.

Расчетная величина критерия сохранности зерна составляет $\chi = 1,38$, это свидетельствует о том, что данный вариант с точки зрения селективного разрушения имеет несколько большие преимущества по сравнению с одноосным напряженным состоянием.

При анализе всех рассмотренных механизмов разрушения установлено, что наибольшие значения критерия эффективности селективности разрушения

достигаются в технологиях дробления «в слое», когда куски горной породы дезинтегрируются в условиях всестороннего сжатия.

Рассмотрим действие трех одинаковых напряжений: $P_z = P_y = P_x = 10$ МПа. На рисунке 6.5 представлено распределение напряжений Мизеса в том же направлении y , как и в предыдущих случаях (рисунки 6.3, 6.4). При сравнении картины распределения напряжений на графических зависимостях, представленных на графиках рисунков 6.3, 6.4, на графике рисунка 6.5 прослеживается возможность максимального сохранения ценного минерального зерна, так как напряжения в этом случае принимают минимальные значения по сравнению с предыдущими вариантами нагружения. Наиболее вероятная область распространения трещин находится на границе зерна в материнской породе.

Критерий эффективности селективного разрушения составляет

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}} = \frac{2,68 \cdot 10^5}{0,61 \cdot 10^5} = 4,39. \quad (6.8)$$

При трехосном всестороннем равномерном сжатии имеет место наибольшее значение критерия селективности. Такой режим разрушения можно на практике реализовать, если разместить исходную горную породу с ценными минеральными включениями, например, в песке.

На рисунке 6.4 представлено распределение напряжений Мизеса в направлении y . В данном случае картина распределения напряжений кардинально изменилась, поскольку наибольшие значения напряжений Мизеса распределяются преимущественно в поверхностном слое. При этом подтверждается возможность максимального сохранения исходных размеров ценного минерального зерна, поскольку трещины будут распространяться вдоль границы – без проникновения в объем зерна. Что касается критерия эффективности селективности разрушения, то его величина составляет $\chi = 4,39$, что является наибольшим значением, полученным по результатам моделирования.

На рисунке 6.6 представлено распределение напряжений Мизеса под действием раскалывающих сосредоточенных нагрузок, расположенных вдоль оси симметрии. Производственный аналог – разрушение в конической дробилке:

$$P_z = 10 \text{ МПа } (x < 0,0075 \text{ м}) \cdot (x > 0,0025 \text{ м}); P_y = P_x = 0.$$

Критерий эффективности селективного разрушения составляет

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}} = \frac{1,68 \cdot 10^5}{1,42 \cdot 10^5} = 1,18. \quad (6.9)$$

С точки зрения селективности разрушения этот вариант наихудший.

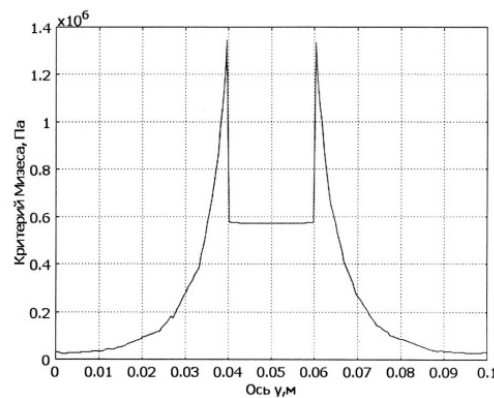


Рисунок 6.5 – Распределение напряжений по Мизесу (Мизес, 1948) при всестороннем равномерном сжатии

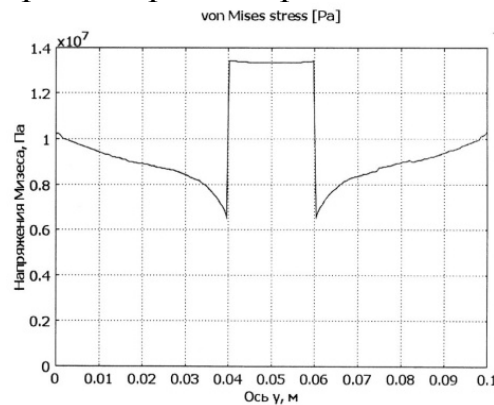


Рисунок 6.6 – Распределение напряжений по Мизесу [77] под действием раскалывающих нагрузок

Распределение клиновидного напряжения, вызванного ударом била при вращении по куску в полете:

$$P_z = (x < 0,075) \cdot (x > 0,025) \cdot 10^7 \text{ Па}. \quad (6.10)$$

Объемная сила инерции противоположная (по третьему закону Ньютона):

$$Q_z = P_z \cdot \delta^2 / a^2. \quad (6.11)$$

Критерий эффективности селективного разрушения составляет

$$F = \frac{U_{2m}}{U_{3m}} = \frac{122,1 \cdot 10^7}{73,6 \cdot 10^7} = 1,65. \quad (6.12)$$

По результатам компьютерного моделирования прогнозируются наилучшие показатели селективного дробления в случае равномерного трехосного сжатия куска горной породы и разрушения на границах минеральных зерен под действием возникающих при этом касательных напряжений. В широком производстве аналоги данного типа дробилок, реализующих дробление в условиях всестороннего сжатия, применяются редко. Причиной является высокая удельная энергоемкость и низкая производительность дробления в условиях всестороннего сжатия. Данные дробилки вряд ли применимы при дроблении руд (железистые кварциты, руды цветных металлов) при масштабной переработке полезных ископаемых. Что касается дробления особо ценных горных пород, например при извлечении минералов корунда (рубины, сапфиры), то в этом случае вопрос энергоемкости не имеет принципиального значения и технология представляется весьма перспективной.

В таблице 6.1 представлены результаты расчетов критерия селективного разрушения применительно к описанным выше технологиям дробления.

Таблица 6.1 – Результаты компьютерного моделирования

№ п/п	Механизм дробления	Внешние напряжения	Критерий эффективности селективного разрушения
1	Конусная дробилка – раскалывающие сосредоточенные напряжения на	Одноосное сосредоточенное напряженное состояние: $P_x = P_y = 0; P_z = 10 \text{ МПа}$	1,18

	противоположных гранях		
2	Щековая дробилка – распределенные напряжения на противоположных гранях	Одноосное напряженное состояние: $P_x = P_y = 0; P_z = 10 \text{ МПа}$	1,19
3	Валковая мельница – распределенные напряжения по двум осям	Двуосное напряженное состояние: $P_x = 0; P_y = P_z = 10 \text{ МПа}$	1,38

Продолжение таблицы 6.1

№ п/п	Механизм дробления	Внешние напряжения	Критерий эффективности селективного разрушения
4	Молотковая дробилка	Удар с силами инерции: $P_x = 0; P_y = 0; P_z = 10 \text{ МПа}$	1,65
5	Дробление в закрытом сосуде, заполненном песком	Трехосное равномерное сжатие: $P_x = P_y = P_z = 10 \text{ МПа}$	4,39

Технологический вариант с реализацией режима дробления в условиях трехмерного сжатия реализуется, если поместить исходную горную породу в емкость с сыпучей средой.

Следует отметить, что подобный механизм дробления под действием всесторонних сжимающих напряжений реализуется в способе виброинерционного разрушения материалов, при котором материал разрушается «в слое» при заданной регулируемой нагрузке в условиях интенсивного вибрационного воздействия при крутильных колебаниях. Перемешивание крупных и твердых фракций в процессе вибраций способствует более полному проявлению механизма разрушения в режиме всестороннего сжатия.

Вариант селективного разрушения горных пород с включениями ценных минералов под действием всесторонних сжимающих напряжений испытан в лабораторных условиях. Экспериментальная установка включает пресс, передающий сжимающее усилие через поршень в полость цилиндрического стакана. В объеме стакана размещаются куски породы с ценными минералами. Свободное пространство между кусками породы заполнено кварцевым песком. Методикой экспериментов предусмотрено приложение нагрузки на поршень для реализации первого и последующих актов уплотнения и разрушения породы. После каждого акта силового воздействия из стакана извлекалась

раздробленная масса и просеивалась на ситах. Селективность разрушения породы оценивалась визуально по количеству и качеству ценных минералов. На рисунке 6.7 представлены результаты лабораторных испытаний, в которых осуществили дробление кусков метаморфизованных кальцитов, доломита с включениями корундов. Визуально просматривается фактор селективного дробления с проявлением неразрушенных зерен корунда. Полученный результат имеет важное практическое значение в разработке технологий извлечения ценных минералов.

Таким образом, в процессе научных исследований разработана методика расчета эффективности селективного дробления, которая может быть применена при сопоставительном анализе использования различных режимов силового воздействия. Доказано, что наилучшие результаты селективного дробления достигаются при реализации режимов всестороннего сжатия, в том числе при сжатии «в слое». Положительный эффект подтвержден лабораторными испытаниями.

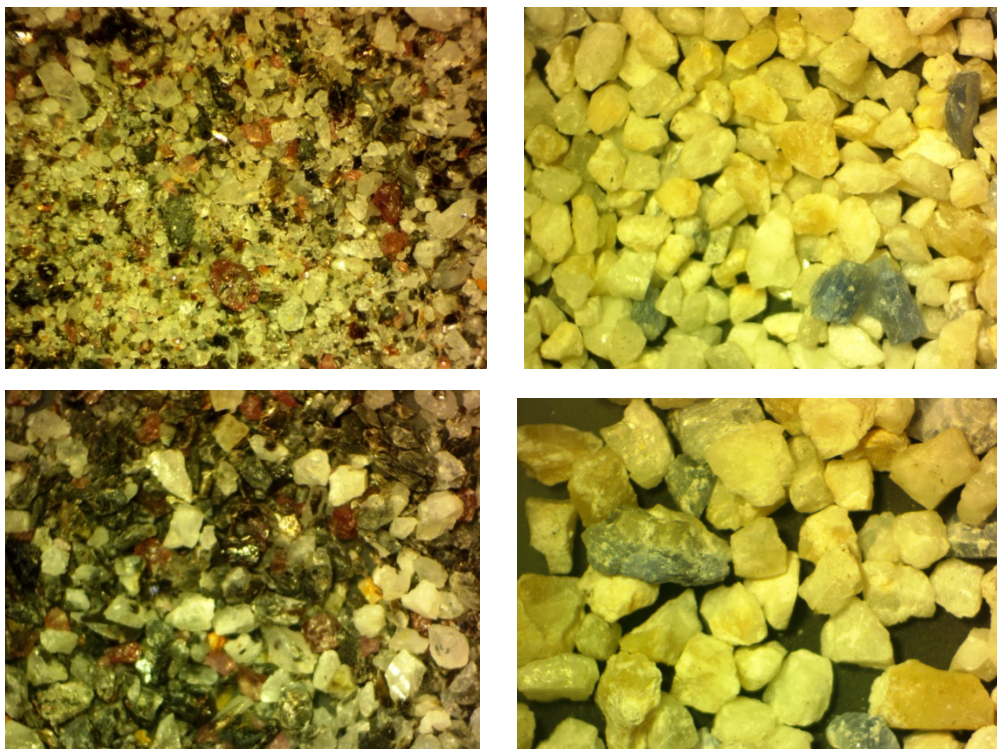


Рисунок 6.7 – Результат селективного дробления разрушения мрамора с включениями ценных минералов корунда

6.2 Изучение строения и минерального состава рудных корундосодержащих залежей для селективной дезинтеграции горных пород с целью извлечения полезного компонента

Изучение строения и минерального состава показано на примере месторождения корундов Снежное. Общая горно-геологическая характеристика дана в главе 3. Рудная залежь (Верхняя зона) месторождения Снежное характеризуется ярким цветом, разнообразием структур, широким набором минералов и большой изменчивостью данных параметров.

Яркий цвет определяют: сахарно-белый и (или) черный – скаполит и плагиоклаз, изумрудно-зеленый и темно-желтый – слюды, черный – графит и рудные минералы, красный различных оттенков – рубин и рутил.

Структура залежи обусловлена кристалломорфологическими формами, размерами минералов и их ориентировкой относительно контактов. Породообразующие минералы по размеру можно разделить на три группы. Первая группа представлена крупными минералами – от 1 до 10 см и более (чаще всего это рубин), вторая – средними, 0,5–1,0 см (плагиоклаз и скаполит) и третья – мелкими, 0,1–0,5 см (слюды, рутил). Этот признак сильно разнообразит структуру залежи и в некоторых случаях отражает первично-осадочное строение.

По степени кристаллографического совершенства они располагаются в том же порядке, хотя рубин в составе залежи отличается от мономинерального мрамора большей симметричностью и совершенством граней, а также наилучшей сохранностью (меньшей трещиноватостью). В составе слюдитов встречаются правильные кристаллы с высокой симметричностью граней. В связи с этим слюдиты необходимо рассматривать как благоприятную вмещающую среду для образования кристаллов. Это, вероятно, можно объяснить более благоприятной геохимической средой внутри слюдитов, способствующих росту кристаллов в разных направлениях, и более пластичной средой, защищающей самоцвет от огромного литостатического давления.

Общую структуру залежи можно определить как гетеробластовую, точнее, порфиробластовую. Можно отметить, собственно, что обилие минералов определяет разнообразие структур.

Текстуры залежи также отличаются многообразием. Среди них выделяются сланцеватая, плйчатая, линзовидная, петельчатая и узловатая. Они обусловлены первично-осадочными неоднородностями, возникшими на стадии седиментации.

Форма залежи представляет собой различные конфигурации слоя, образовавшиеся за счет расширения, сужения и выклинивания. Например, на месторождении Снежное внутрипластовая залежь в мраморах локализуется на определенной поверхности или сближенных до нескольких десятков сантиметров поверхностях. Ее средняя мощность – 15 см с расширением не более 0,5 м. Она вскрыта карьером по простиранию на 290 м и на глубину до 30 м. Поверхности мраморов в контакте со слюдами часто имеют волнообразную форму. Граница между ними всегда резкая, временами на ней наблюдаются зеркала скольжения.

Резкие контакты залежи объясняются поднятием территории и влиянием экзогенных геологических процессов. Аналогичная картина наблюдается при смене морского седиментогенеза на континентальный и прибрежно-морской.

В составе залежи фиксируются не менее четырех видов слюд: флогопит, фуксит, мусковит, голубые слюды (в форме розеток). При большом разбросе содержаний петрогенных компонентов их объединяет одинаковое содержание K_2O (от 10,09 до 11,60 мас. %). В значительных количествах кроме иных минералов в интерстициях слюд отмечается карбонат, по-видимому, кальцит.

Вторыми в количественном отношении минеральными образованиями залежи являются скаполит и плагиоклаз. Они образуют линзовидные межслюдные скопления до 2 см в поперечнике или же самостоятельные хорошо обособленные порфиробласты. В составе слюдитов они распределены неравномерно и почти всегда содержат пойкилобластовые включения слюд, карбоната, рутила, пирита и т.д.

Скаполит чаще всего образует бесформенные выделения, но иногда встречается в форме длиннопризматических, игольчатых белых кристаллов с зеркальными гранями призмы с характерной продольной штриховкой. Они вытянуты вдоль сланцеватости слюдитов. Его состав варьирует от 25–40 до 80 % ($n_g = 1,590$, $n_p = 1,560 \pm 0,003$) мейонитовой молекулы.

Плагиоклаз образует вытянутые вдоль сланцеватости слюдитов кристаллы нередко черного цвета, на гранях которых видны параллельные линии полисинтетических двойников. Черный цвет в нем определяют многочисленные минеральные включения. Его состав отвечает 46 % анортитовой молекулы. Однако отмечался геологами «Памиркварцсамоцвета» альбит. Эти разновидности плагиоклаза наблюдались в виде каймы вокруг рубина. Как правило, кристаллы плагиоклаза «забиты» включениями слюд, рутила, турмалина, циркона и других минералов. В шлифах они напоминают ячеистую, мозаичную структуру.

Из минералов титана доминирует рутил. Чаще всего он образует очень мелкие (сотые доли миллиметра), без граней, изометричные или призматические кристаллы черного цвета, но наблюдаются срезы и красновато-бурого цвета. Они встречаются в виде включений в крупных минералах, формируя участки пойкилобластовых структур. Рутил также отмечается в графитовых «пленочных» выделениях размером $2 \times 2 \times 0,03$ см. Наблюдаются и одиночные крупные порфиробласты красного рутила, сопоставимые по размеру с основными минералами слюдитов.

Титанит образует две группы форм. Первая – «конвертообразные» крупные мутные порфиробласты, которые замещены полупрозрачными вытянутыми кристаллами рутила. В отдельных шлифах их количество достигает 25–30 %. Вторая группа – это микроскопические изометричные, без граней, включенные внутрь основных минералов. Незамещенные кристаллы титанита практически не наблюдаются. От него остались одни конвертообразные формы. Это является причиной неустойчивости внутри слюдитов титанита, минерала, широко развитого в пределах музкольской

серии, что можно объяснить особым характером флюидов, имеющих местный источник.

Графит образует очень мелкие тонкие чешуйки, занимающие интерстиции породообразующих минералов. Возможно, «пылеобразное» вещество, наблюдаемое внутри рубина и других минералов, также представлено графитом. Часто отмечаются очень тонкие пленки графита на гранях рубина или в интерстициях слюд. Аксессуарными минералами залежи также являются турмалин, пирит, апатит и циркон. Последний представлен полуокатанными утолщенными кристаллами со следами транспортировки, окатаны они слабо. В нем определена изоморфная примесь гафния (HfO_2) в количестве от 0,8 до 2,0 мас. %. Циркон фиксируется внутри плагиоклаза и скаполита.

Рубин слюдитовой залежи распределяется в ее контурах очень неравномерно, составляя от 30 до 95 % ее объема. Отмечаются практически мономинеральные участки залежи мощностью 10–15 см и длиной 20–50 см, сложенные тесно сросшимися кристаллами рубина. В этом случае они ориентируются удлинением вдоль слоистости мраморов. Мономинеральные обособления рубина имеют форму линз, желваков и коротких, ограниченных вертикальными поверхностями пластов, напоминающих тротуарную плитку. Подобные обособления более характерны для Нижней зоны.

В составе слюдитов рубин образует скопления одиночных кристаллов, ориентированных от направления вдоль контактов и параллельно спайности слюд до перпендикулярного к ним. Рубин образует кристаллы от 1 до 10 см и более по длине оси. Часто они имеют ярко-красный цвет различных оттенков. В музее экспедиции «Памиркварцсамоцветы» в советское время хранилось пять обломков кристаллов длиной 20–23 см, в поперечнике 7–10 см и весом более 2 кг. Эти кристаллы являются одними из крупнейших в мире.

В желваковидных обособлениях наблюдается формирование граней по касательным направлениям к округлым поверхностям. Нередко на них наблюдаются каверны и пустотки, которые производят впечатление

растворения минерала. Каверны и пустотки на поверхности желваков рассматриваются как образования, возникшие еще на стадии диагенеза бокситоподобного материала за счет сингенетичного материала. Недоразвитые грани, по-видимому, являются результатом влияния вмещающих пород.

В шлифах рубин имеет слабую светло-розовую окраску с едва заметным плеохроизмом. В некоторых разрезах, в их центральных частях иногда наблюдаются синие прозрачные пятна и полосы или же пылеобразные твердые, а также газовой-жидкие мелкие скопления. Некоторые зерна имеют широкие, с неотчетливыми краями полисинтетические двойники и две системы несовпадающей с ними совершенной спайности, пересекающейся под углом, близким к 90° . Линии спайности располагаются под углом к плоскости пинакоида.

Приведенный минералогический материал свидетельствует о двух возрастных генерациях залежей: поздней, представленной рубином и его видимой невооруженным глазом ассоциацией, и ранней. Последняя наблюдается в виде пойкилобластовых включений в скаполите, плагиоклазе и самом рубине.

При исследовании окраски рубинов нами было установлено, что содержание Cr_2O_3 в пределах шлифа из розового рубина меняется от 0,24 до 0,00 мас. %.

Плотность самоцвета – 3,995–4,012 г/см³, показатель преломления (без определения оптической индикатрисы) средне-густо окрашенных рубинов – 1,763–1,771, а слабо окрашенных – 1,761–1,769. По этим параметрам рубины месторождения Снежное сравнимы с рубинами месторождений Джегдаллек (Афганистан), Могок (Мьянма), Майт (Таиланд), Хунза (Пакистан) и Лонгидо (Танзания). Внутри рубина отмечаются многочисленные включения рутила, карбоната и слюд. Для рутила свойственны окатанные кристаллы, кальцит характеризуется отсутствием примеси MgO (стерильным кальцитовым составом), а слюды представлены бесхромным, малотитанистым мусковитом. В качестве изоморфной примеси отмечается Cr_2O_3 в количестве 0,3–0,5 мас. %.

Вариации его количества определяют многообразие тонов и оттенков самоцвета.

При проведении исследований выполнено рентгеновское исследование различно окрашенных корундов. Ставилась задача проследить влияние изоморфных примесей на структуру минерала. Получены дифрактограммы трех различно окрашенных минералов: бесцветного, синего и красного. Они практически полностью идентичны, за исключением бесцветного корунда. Его некоторые отличия объясняются тем, что в нем появляется пик другой фазы, по-видимому, диаспора. Все остальные пики во всех минералах показывают, что элементы-хромофоры не влияют на структуру самоцвета. Бесцветный корунд относится к другому генетическому типу.

Представленный материал позволяет обоснованно говорить о двух типах рубиновой минерализации. Первый тип образует полиминеральные линзовидные залежи слюдитов с рубином (Верхняя продуктивная зона) (рисунок 6.8). В нем самоцвет не имеет стыков с минералами мраморов (с кальцитом), отделяясь от них массой силикатных минералов. Второй тип представлен мономинеральным рубином (Нижняя продуктивная зона). Он заключен в мраморный матрикс, контактируя с кальцитом или же доломитом, при отсутствии стыков с силикатными минералами.



а



б

а – в фукситовой «рубашке», длина – 8 см; б – в графитовой и фукситовой оболочке, длина – 17 см

Рисунок 6.8 – Обломки кристаллов рубина из Верхней продуктивной зоны

Качественные характеристики кристаллов и их геммологические свойства улучшаются благодаря присутствию глинистого вещества, которое предохраняет корунд от внешнего воздействия.

Выводы по главе 6

В процессе научных исследований разработана методика расчета эффективности селективного дробления, которая может быть применена при сопоставительном анализе использования различных режимов силового воздействия. Доказано, что наилучшие результаты селективного дробления достигаются при реализации режимов всестороннего сжатия, в том числе при сжатии «в слое». Положительный эффект подтвержден лабораторными испытаниями.

Представлена методика расчета критерия эффективности селективного дробления горных пород при извлечении из них ценных минералов без переизмельчения. На основе компьютерного моделирования сформулирован вывод о достижении наибольшего эффекта селективной дезинтеграции при дроблении породы «в слое», что достигается в условиях равномерного всестороннего сжатия. Выполнены лабораторные эксперименты, которые подтвердили реализацию механизма селективного дробления материнской породы мрамора с включениями корунда и рубина.

Глава 7 Исследование способов вскрытия корундоносных пород

По вещественному составу корундоносные породы месторождения Хитостров существенно отличаются соотношением основных породообразующих минералов, слагая изолированные блоки (рисунок 7.1).

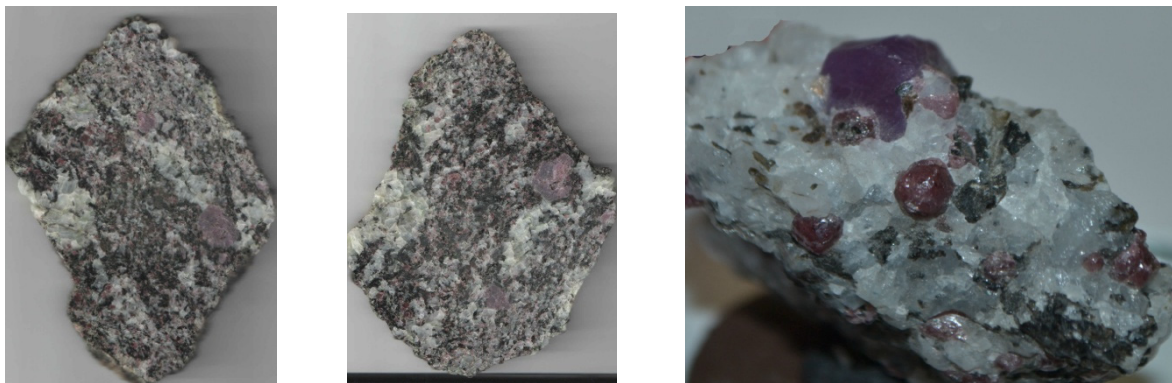


Рисунок 7.1 – Текстурно-структурные особенности породы и кристаллов корунда

Основные породообразующие минералы в руде на месторождении Хитостров различаются по форме, плотности, твердости и магнитным свойствам. Наиболее четко проявляются различия по блеску, цвету и прозрачности.

На предварительной стадии обработки минерального сырья (процессы дробления, измельчения) первостепенную роль играют механические свойства минералов – твердость, предел упругости, пластичность и др. Одной из величин, характеризующих количественную оценку твердости минерала, является микротвердость. Определение микротвердости корунда месторождения Хитостров производилось по стандартной методике на приборе ПМТ-3 путем вдавливания правильной четырехгранной алмазной пирамиды с углом при вершине 136° под нагрузкой от 5 до 200 гс в плоскую поверхность полированных образцов. [1]

Одной из величин, характеризующих количественную оценку твердости минерала, является микротвердость. Средняя микротвердость кристаллов корунда по литературным данным составляет $1955\text{--}2200 \text{ кгс/мм}^2$ [69]. Для

корунда месторождения Хитостров характерна анизотропия значений микротвердости, это отражается в разбросе численных значений – от 1775 до 2597 кгс/мм². Наблюдается значительный разброс значений микротвердости и для роговой обманки, что также связано с анизотропией физических свойств этого минерала (рисунки 7.2, 7.3). Микротвердость наиболее низка в кристаллах корунда, находящихся в ассоциации с диаспором, плагиоклазом. Ее значения снижаются до 1463–1661 кгс/мм², при среднем 1553 кгс/мм². В образцах, где корунд находится в ассоциации с амфиболом, микротвердость близка к литературным данным.

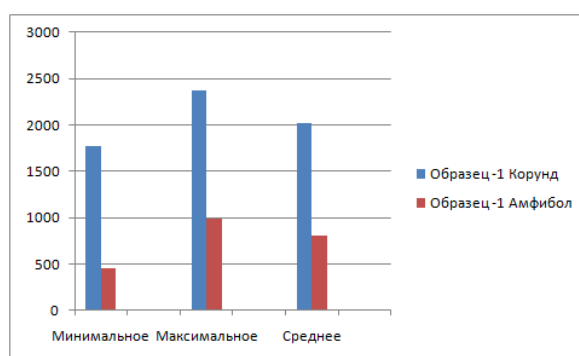


Рисунок 7.2 – Значения микротвердости породообразующих минералов корундовых гнейсов месторождения Хитостров, H , кгс/мм² (образец 1)

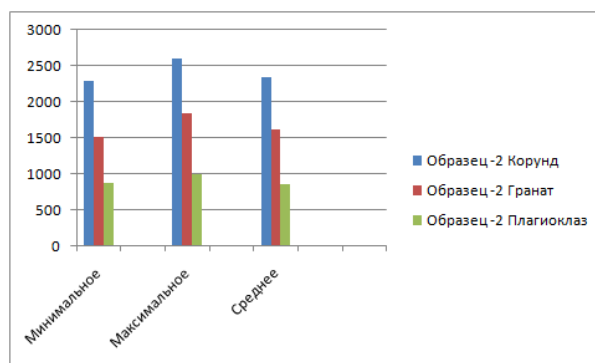


Рисунок 7.3 – Значения микротвердости породообразующих минералов корундовых гнейсов месторождения Хитостров, H , кгс/мм² (образец 2)

На образцах корундовой руды месторождения Хитостров установлено, что биотит в породе Хитострова после обжига при температуре 550–600 °С расщепляется, и порода рассыпается на составляющие минералы без дробления и измельчения.

Положительные результаты достигнуты в анализе спектров отражения и изображений образцов корундов, обработка изображений осуществлялась в трех системах представления цвета: RGB, Yuv и HLS. Пороги в системах Yuv и HLS назначались линейными, что в случае системы Yuv обозначает параллелепипед с заданными границами, а в случае HLS – сектор шара. Пороги для системы RGB задавались нелинейно при помощи эллипсоида, описанного вокруг заданной нулевой точки с координатами (R0, G0, B0) и заданными радиусами для R, G и B. Методом оптической сепарации получены селективные концентраты и установлена эффективность при определении контрастности цветовых характеристик минералов в цветовом пространстве. В данном случае использовано пространство HLS, которое кодирует цвет при помощи таких составляющих, как цветовой тон, светлота и насыщенность. В ходе экспериментальных исследований над образцами 16-435 и 16-146 удалось установить, что пик на 693 нм связан с люминесценцией корунда, вызванной излучением на длине волны в 405 нм (глубокий синий цвет). [1]

Для извлечения рекомендована передвижная установка, состоящая из отдельных модулей:

- а) предварительная термообработка руды крупностью кусков 100 мм;
- б) классификация;
- в) модуль магнитной сепарации;
- г) оптическая сепарация немагнитных фракций классифицированного материала.

В результате разрушения горной породы выделены три продукта:

- 1) немагнитная фракция, представленная плагиоклазом и его сростками;
- 2) корунд;
- 3) коллективный концентрат, представленный гранатом, ставролитом и амфиболом (бокситоподобные глиноземы, с большим содержанием алюминия).

В связи с возобновлением добычи на месторождении Снежное в Таджикистане изучена обогатимость пород, содержащих темно-красный рубин

в парагенезисе с основным плагиоклазом, аналогичных плагиоклазитам Хитострова.

На месторождении выделяются три рубинсодержащие минеральные ассоциации:

– *первая* составляет темно-красный рубин в парагенезисе с основным плагиоклазом, титанитом и пиритом. Его вмещают обохренные мелко-, среднезернистые кальцитовые мрамора;

– *вторая* составляет розово-светло-красный рубин с коричневым или изумрудно-зеленым амфиболом, флогопитом и графитом в белых крупнозернистых кальцитовых мраморах;

– *третья* составляет ярко-красный рубин цвета голубиной крови. Он находится совместно с фукситом, основным плагиоклазом (№ 80-90), титанитом, рутилом и графитом в крупнозернистых белых мраморах. Отдельные кристаллы рубина третьей ассоциации обрамляются фукситовой каймой и погружены в белую каолиноподобную массу.

Рубин не образует крупных скоплений и распространен крайне неравномерно вдоль поверхностей напластования мраморов. Размеры его индивидов колеблются от 0,1 до 5,0 см, в среднем составляя 0,2–0,5 см. Встречаются и более крупные кристаллы. Мелкие кристаллы размером до 0,7 см иногда обладают прозрачностью.

Минерализованные зоны сложены мелкочешуйчатым желто-коричневым флогопитом, фукситом, хромфлогопитом, клиногумитом, шпинелью, хромдиопсидом, хлоритоидом, паргаситом, белой глиной. В незначительных количествах присутствуют рубин, ильменит, рутил, пирит, пирротин, графит, турмалин, берилл (единичные находки). [15]

Методом РФА в образце породы месторождения Снежное установлено присутствие в составе глинистых минералов – форстерита, феррохлора, флогопита, антигорита, что согласуется с данными других исследователей. Присутствие глинистых минералов способствует спеканию слюд и упрочнению

породы. В изученных образцах кальцитового мрамора и слюдита месторождения Снежное определены морфология и состав включений.

На рисунке 7.4 показаны рамановские спектры минералов месторождения Снежное.

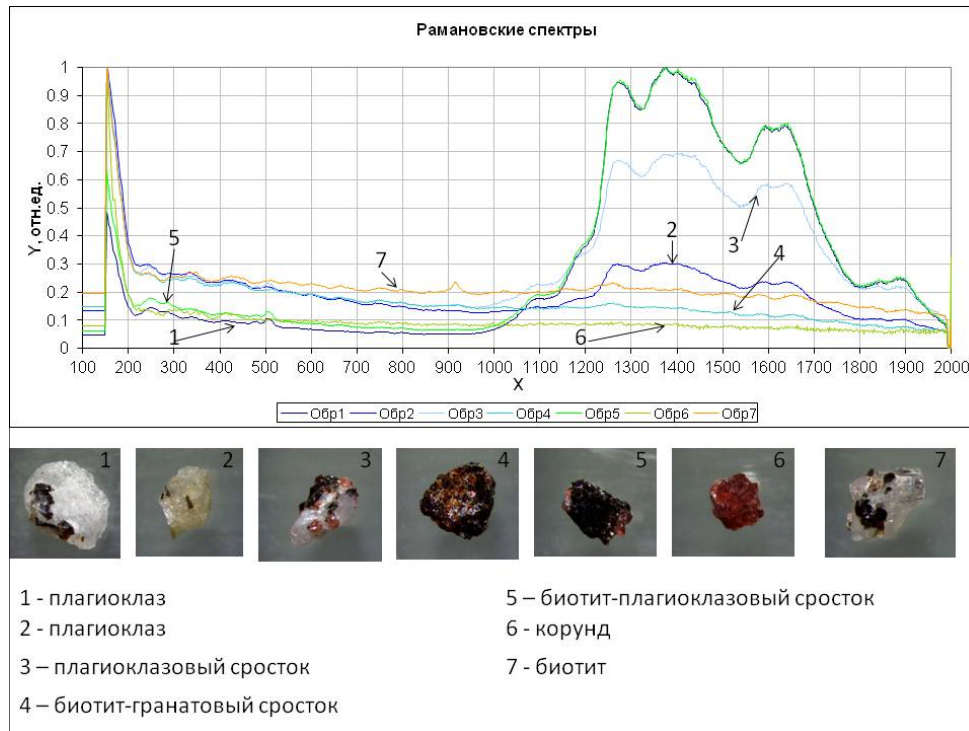


Рисунок 7.4 – Рамановские спектры минералов (месторождения Снежное)

Исходя из характеристик минералов, критериями эффективного разделения корунда и минералов вмещающей породы могут быть только плотность и цвет, что предопределяет использование гравитационных методов и оптической сепарации.

Для уменьшения потерь корунда при добыче была оценена возможность термодробления руды. Основанием послужило изучение минерального состава и его близость по количеству слюд к корундовым породам Хитострова.

Для извлечения руды месторождения Снежное предложена перспективная технология, включающая щадящее последовательное дробление в щековой дробилке, классификацию и рудоразборку для удаления пустой породы и выборки крупных кристаллов в модуле рудоподготовки.

Дробление руды на проектируемой установке производится в две стадии:

1) хвосты рудоразборки исходной руды крупностью 160 мм подаются в приемный бункер щековой дробилки на дробление 1-й стадии;

2) дробленый продукт (крупностью 80 мм) поступает на рудоразборный конвейер для дальнейшей ручной рудоразборки (2-я стадия).

Черновые концентраты составляют не менее 85 % при среднем содержании в руде 9,73 %. Они должны поступать в отделение ручной рудоразборки.

Предлагаемый способ может быть осуществлен следующим образом: на горизонтальной площадке размещают рамную конструкцию, внутри которой располагают разделяемый блок, помещенный на подложки, например деревянные шпалы. В верхней части рамной конструкции размещают механизм обеспечения возвратно-поступательные движения пилы вдоль пропила, его конструкция не является принципиальной. Для контроля вертикального положения полотна пилы используют тяги либо штанги, закрепленные на пиле и верхней части рамной конструкции с возможностью свободного вертикального перемещения. Верхний край пилы для обеспечения ее прижатия к месту пропила снабжают утяжелителем, например металлическим бруском, а для обеспечения периодического прерывания контакта пилы и места пропила используют эксцентрики, расположенные по обеим сторонам рамной конструкции и опускаемые по мере продвижения пропила. В целях облегчения контакта между пилой и эксцентриками концы утяжелителя имеют цилиндрическую форму. Частота вращения эксцентриков может регулироваться как механически, так и электрически. Для впрыска суспензии, содержащей абразив, в пропил со стороны прерванного контакта пилы используют форсунки, снабженные прерывателем, а для хранения суспензии – резервуар высокого давления, с которым форсунки соединены гибкими шлангами. Форсунки и эксцентрики могут быть закреплены на одной платформе, которая имеет возможность вертикально перемещаться вдоль боковых стоек рамной конструкции. При возвратно-поступательном движении пила поочередно входит в зацепление с эксцентриками концами утяжелителя,

поэтому ее края поочередно приподнимаются и образующийся в блоке пропила, который имеет V-образную форму, соответственно площадь контакта пилы и блока меньше, чем при ее горизонтальном движении. Это уменьшает площадь контакта боковых поверхностей пилы и пропила, что снижает затраты энергии на ее продвижение. В пространство, образующееся между дном пропила и пилой, суспензия, содержащая абразив, подается под давлением и распределяется не только по дну пропила, но и по его боковым стенкам, что также облегчает движение пилы. При разрыве контакта эксцентрика и конца утяжелителя пила под действием силы тяжести опускается на дно пропила, где уже находится суспензия с абразивом в количестве, достаточном для заполнения дна пропила. При этом зубья пилы внедряются в дно пропила, а утяжелитель не позволяет разорвать контакт между пилой и дном пропила при обратном ходе пилы, что повышает эффективность резания горной породы, так как в данном случае происходит выкалывание горной породы вследствие ударной нагрузки, скол и резание вследствие возвратно-поступательного движения пилы. Кроме того, V-образная форма пропила облегчает удаление продуктов разрушения из пропила при охлаждении пилы водой или иной жидкостью. Также на снижение усилия продвижения пилы в пропиле влияет тот факт, что при движении пилы вверх уменьшается «рыскание» пилы из-за чего точки контакта пилы и пропила все время будут находиться в самом нижнем из возможных положений и любые отклонения будут направлены против силы тяжести, которая автоматически их погасит. Таким образом, заявляемый технический результат достижим, а признаки, характеризующие предлагаемый способ, необходимы и достаточны для его реализации.

В мировой практике при извлечении коренных самоцветов основными свойствами, определяющими выбор методов добычи, является минеральный состав породы, крепость породы и слагающих минералов, твердость минералов, их вязкость и хрупкость. Дробление пород перед извлечением полезного ископаемого проводят щадящее, в три стадии: первая и вторая осуществляются с применением щековых, реже конусных, дробилок, третья – на валковых

дробилках. Из плотных коренных базальтов, мраморов, гнейсов добыча самоцветов производится с применением буровзрывных работ, что отражается на стоимости добычи, которая становится нерентабельной, а добытое сырье приобретает дефекты из-за образования в кристаллах мелких техногенных трещин [15]. Важной проблемой при разработке коренных месторождений, во избежание повреждения крупных кристаллов корунда, является выбор способа разрушения пород. Недостатками механических способов рудоподготовки являются большие потери естественных кристаллов и существенное снижение их качества. Анализ патентной информации и литературных данных показал, что на практике широко используется способ разупрочнения горных пород путем направленного изменения свойств горной породы, в том числе и поверхностно-активными веществами. На первых стадиях переработки минерального сырья применяют классификацию с последующим использованием гравитационных методов (винтовые сепараторы, отсадочные машины или концентрационные столы), используя разницу в плотностях, размерах и форме частиц. Гравитационные методы при разупрочнении корундосодержащей породы используются как самостоятельный процесс, так и в комбинации с другими методами. При отработке россыпей гравитационные методы (дражный, гидравлический) являются основными [24]. При извлечении бедных по содержанию корунда руд для уменьшения затрат на дробление на стадии предконцентрации на месторождениях Индии применяют радиометрическую сепарацию с последующим дроблением, гравитационным обогащением (отсадка, концентрация с использованием гравитационного сепаратора Floatex для сепарации частиц средней плотности, концентрация на столах), магнитную сепарацию для удаления сростков со слабомагнитными минералами (плагиоклаз и др.), электрическую и жировую сепарации (Raghu et al., 2011). Мировой опыт, практика отечественных предприятий и многочисленные научно-исследовательские разработки доказывают эффективность магнитной сепарации при извлечении самоцветов. Электрические методы обогащения, основанные на различии в электрических

свойствах минералов, в величине и знаке зарядов, приобретаемых минералами, в проводимости и диэлектрической проницаемости, промышленностью слабо освоены. Одним из перспективных методов обогащения является оптическая сепарация.[26]

До недавнего времени фабрик по извлечению корундовых руд не существовало. Общепринятым методом обогащения руд, содержащих драгоценные или поделочные камни, является ручная рудоразборка.

Методы добычи драгоценных камней, за исключением алмазов, в большинстве стран (африканских и азиатских) весьма примитивны; в некоторых районах они, по существу, те же, что и на заре нашей эры. Самый простой способ – это сбор драгоценных камней, находящихся непосредственно на поверхности. В некоторых странах практикуются гидравлические способы разработки россыпей, когда рыхлый обломочный материал смывается со склонов сильными водяными струями.

Винтовые сепараторы эффективны для выделения мелкоразмерного рубина. Преимуществами винтовых сепараторов являются отсутствие движущихся деталей, простота конструкции, незначительная занимаемая площадь, наглядность процесса, простота обслуживания, низкие эксплуатационные расходы.

Концентрационные столы обладают высокой степенью концентрации ценных минералов, но имеют сравнительно низкую производительность, вследствие чего не могут применяться для основной концентрации бедных пород.

В таблице 7.1 приводятся примеры типов и способов извлечения корундовых руд.

Таблица 7.1 – Типы и способы извлечения месторождений коренных корундовых руд

Тип	Порода	Состав	Пример месторождений	Схема извлечения
Коренной	Нефелин-сиенитовая магма, обедненная кремнеземом		Фабрика Астингс, провинция Онтарио, Канада	Эффективна магнитная сепарация. Корундовый концентрат содержит 95,0–96,5 % Al_2O_3
	Дисилифицированные пегматиты и плагиоклазиты	Содержат до 70 % корунда	Урал, Березовское месторождение; Канада, провинция Онтарио; Италия, Пьемонт; ЮАР, северный Трансвааль	Фотометрический способ извлечения, Корундовый концентрат содержит 57–59 % Al_2O_3 .

В последние годы в горнодобывающей промышленности активно развиваются потенциально эффективные для извлечения минерального сырья оптические технологии, которые позволяют улучшить контроль качества корундового сырья (в России широко используется термин «фотометрические», в зарубежной – "color sorting" и "optical sorting") [121]. Принцип работы оптических сепараторов основан на определении цветовых различий между минеральными компонентами с последующим выделением их из исходной руды посредством системы пневмоклапанов. В России серийно выпускается оптический сортировщик Smartsort компании «СиСорт», г. Барнаул, предназначенный для сортировки широкого спектра сыпучих материалов не

только по цвету, но и по форме, и по текстуре. В технологиях технического зрения используются различные специально разработанные оптико-электронные системы и алгоритмы анализа изображений, позволяющие разделять минералы даже со слабой цветовой контрастностью. Исследования, проводимые на стенде для цветового анализа статических объектов кафедры оптико-электронных приборов и систем Университета ИТМО (г. Санкт-Петербург), позволили установить объективные (измеряемые) различия оптических характеристик образцов различных минералов. Анализ цветовых параметров, в том числе цветовые тона, светлота и насыщенность, осуществлялся в различных цветовых моделях – HLS, Yuv и HLS.

Как показывает практика, появление люминесценции корунда можно заметить даже под микроскопом, однако зафиксировать ее при помощи камеры, присоединенной к микроскопу, не удалось. Визуально эффект люминесценции хорошо наблюдается при помощи следующих фильтров: желтого стекла (ЖС-12) или красного стекла (КС-16), спектральные распределения коэффициентов пропускания которых приведены на рисунке 7.5. Указанные фильтры эффективно отсекают возбуждающее излучение мощного лазерного диода и пропускают излучение люминесценции корунда. В ходе экспериментальных исследований спектров излучения различных минералов удалось установить, что пик на 693 нм (рисунок 7.5) связан с люминесценцией корунда, вызванной излучением на длине волны в 405 нм (глубокий синий цвет). Источник, который использовался для проведения эксперимента (универсальный источник излучения ecoVIS фирмы Ocean Optics с криптоновой лампой накаливания) тоже имеет составляющую излучения в области синих цветов, что и вызвало люминесценцию некоторых образцов. Для выявления люминесценции использовался фиолетовый лазерный диод с пиком излучения на 405 нм.

Для корунда основная длина волны люминесценции – 693 нм, сопровождается вторичными пиками на 706 нм и 714 нм справа и 660 нм и 670 нм слева. На основании анализа спектров можно сделать предположение,

что образцы с указанным пиком люминесценции являются наиболее чистыми корундами, что позволяет улучшить контроль над качеством корундов.

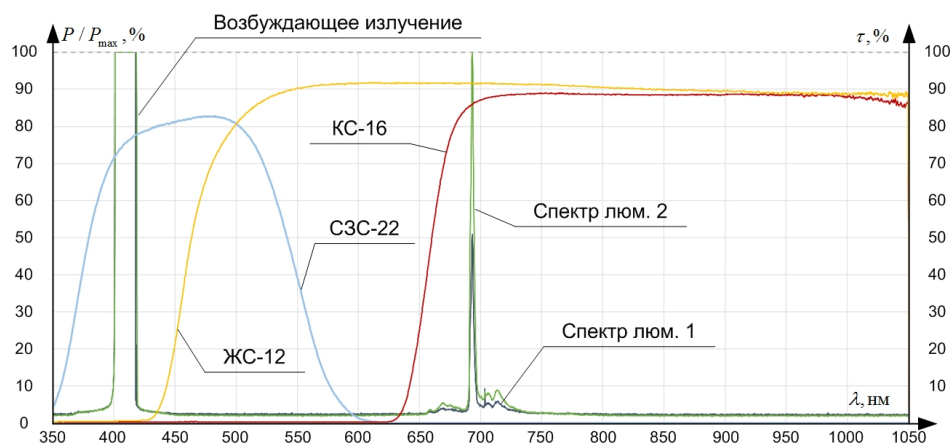


Рисунок 7.5 – Спектры излучения люминесценции идеального корунда и спектры пропускания фильтров

В ходе исследований образцов корундосодержащих пород месторождений Хитостровское и Снежное были измерены спектры отражения отдельных областей (участков) поверхности. Спектры характеризуются спектральными зависимостями, идентичными спектру корунда, с ярко выраженными узкими пиками люминесценции на длине волны 693 нм. Для отдельных образцов заметны вторичные пики люминесценции на 706 нм и 714 нм или более выраженные пики в синей области спектра от 420 нм до 520 нм (отсюда насыщенный синий цвет).

В качестве примера на рисунках 7.6, 7.7 приведены результаты анализа спектров корунда в образцах месторождения Хитостров и месторождения Снежное.

В ходе исследований были измерены спектры отражения различных областей двух образцов группы корундов Хитостров – поверхность.

Поверхность корунда (месторождение Снежное) представлена на рисунке 7.8.

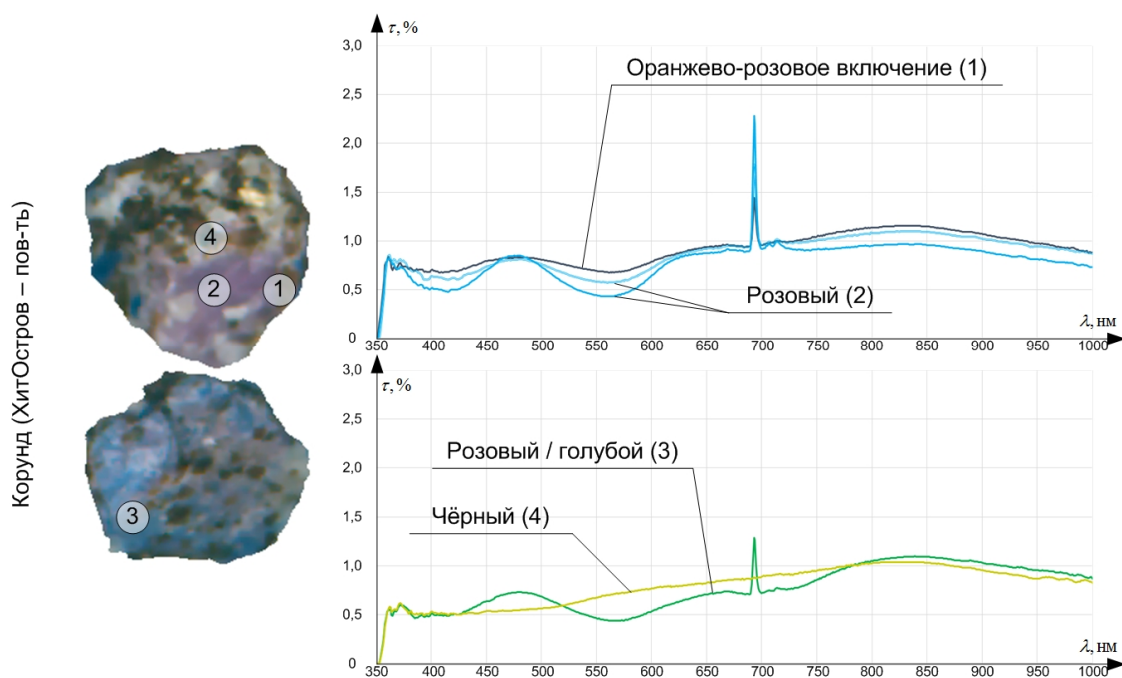


Рисунок 7.6 – Спектры отражения областей первого образца группы Хитостров – поверхность

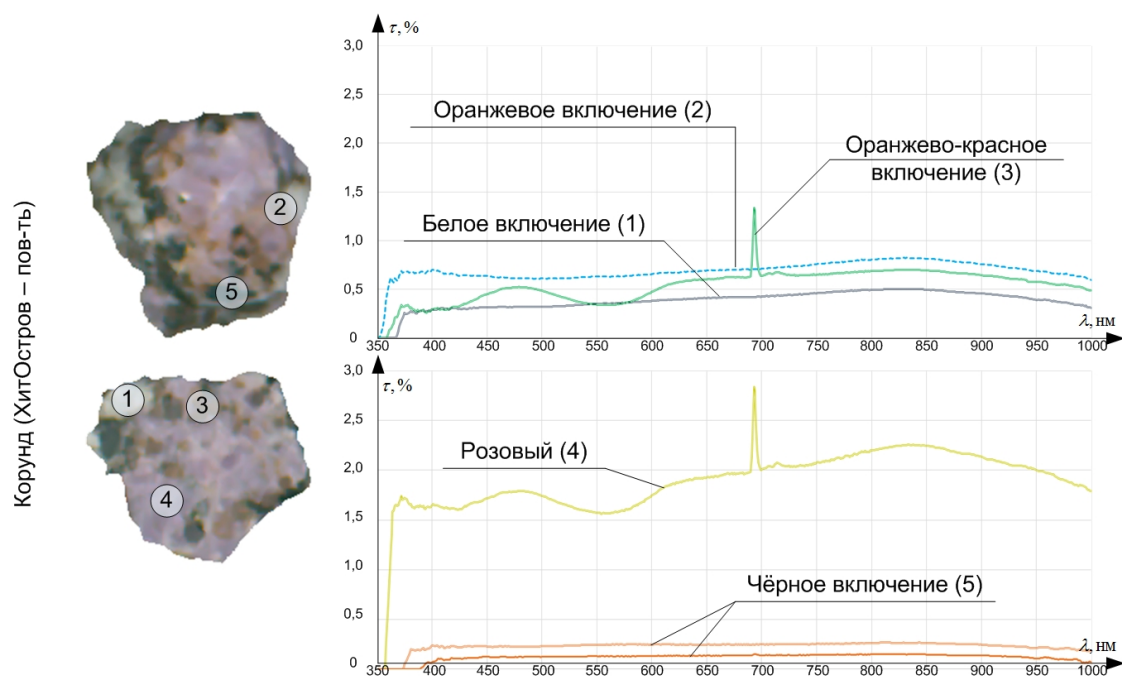


Рисунок 7.7 – Спектры отражения областей второго образца группы Хитостров – поверхность

На спектрах присутствуют ярко выраженные узкие пики люминесценции на длине волны в 693 нм. Кроме того, на спектрах заметны вторичные пики люминесценции на 706 нм и 714 нм.

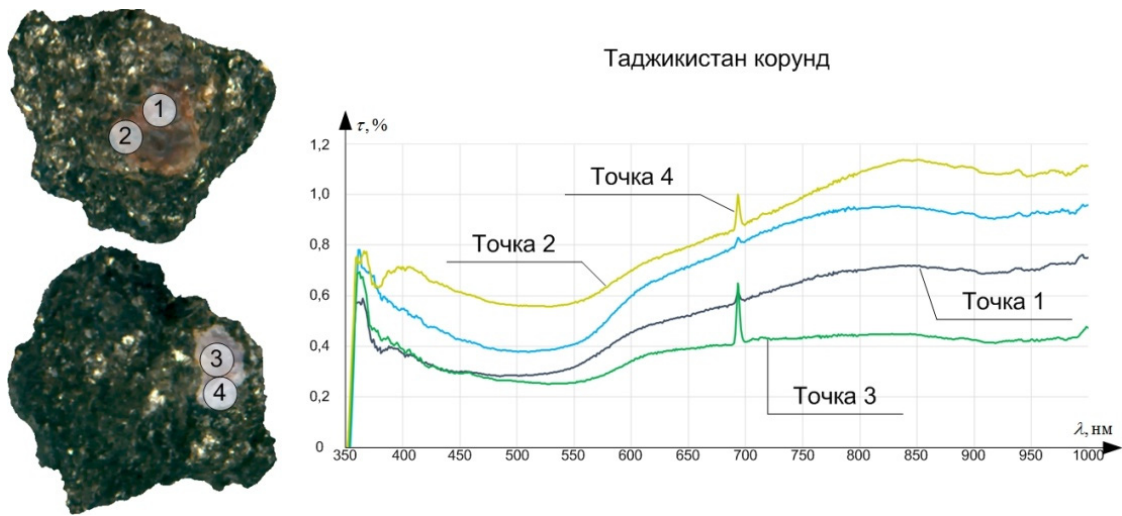


Рисунок 7.8 – Спектры отражения областей образцов месторождения Снежное

Области 1 и 2 характеризуются спектральными зависимостями, имеющими значительное увеличение отражения в области желтых оттенков, постепенно увеличивающееся в области красных оттенков и ближней ИК-области спектра (от 580 нм до 850 нм). Данные спектры имеют едва заметный пик люминесценции корунда на длине волны в 693 нм. Указанные зависимости характеризуются слабо насыщенными красно-оранжевыми оттенками. Однако на указанных спектрах отсутствует выраженное увеличение отражения в области синих оттенков спектра (от 450 нм до 500 нм), характеризующее слабо насыщенные розовато-лиловые оттенки (рисунок 7.8).

Зоны корунда на изображениях (рисунок 7.9) достаточно эффективно выделяются в наиболее распространенных для использования цветовых пространствах (RGB, Yuv и HLS). В силу того, что оптические характеристики корундов в образцах разные, пороги для выделения на соответствующих изображениях областей, им принадлежащих, подбирались для каждого образца отдельно. На обработанных изображениях указаны соответствующие значения площадей зон относительно площади изображения всего объекта в процентах. Светло-серые оттенки характеризуют области корунда, а темно-серые – области вмещающей породы. При этом анализ, проведенный для трех различных

цветовых моделей, показал: для модели RGB зоны цветности, характеризующие корунд, занимают 44,68 % от изображения образца, для модели Yuv – 40,85 %, для модели HLS – 51,47 % (рисунок 7.9).

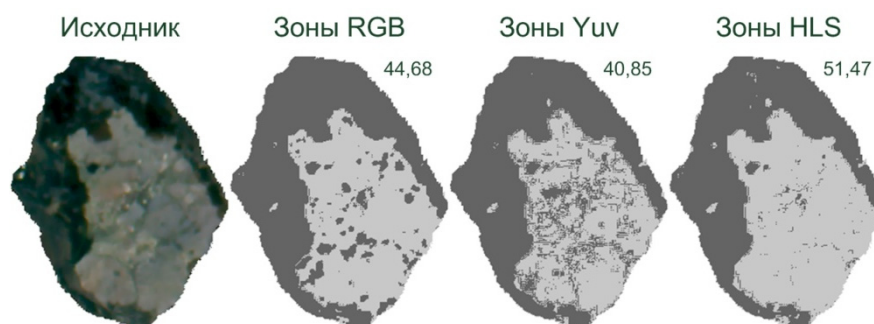


Рисунок 7.9 – Результаты обработки изображений корундовых образцов месторождения Снежное

Значения порогов выделения областей, принадлежащих корунду, в цветовых пространствах RGB, Yuv и HLS различны, но более стабильны и предсказуемы в системе HLS (таблица 7.2). Этот факт объясняется принципами воспроизведения цвета в каждом из указанных цветовых пространств (необходимый диапазон выделяемых цветовых оттенков в пространстве RGB задается при помощи эллипсоида вращения, заданного центральной точкой с координатами R0, G0 и B0, а также радиусами по осям R, G и B; для пространств Yuv и HLS удобно использовать линейные пороги для выделения диапазонов цветовых оттенков).

Таблица 7.2. Значения порогов выделения областей, принадлежащих корунду, в цветовых пространствах RGB, Yuv и HLS

Объект	Группа образцов	Цветовое пространство RGB					
		R0	Радиус R	G0	Радиус G	B0	Радиус B
Хитостров	1	124	40	101	20	133	40
		90	40	85	20	103	40
		85	40	61	20	90	40
	2	40	101	20	133	40	

Продолжение таблицы 7.2

Объект	Группа образцов	Цветовое пространство RGB					
		R0	Радиус R	G0	Радиус G	B0	Радиус B
Хитостров		40	85	20	103	40	
		40	61	20	90	40	
	3	25	20	30	15	50	20
	4	60	20	60	20	70	20
	5	40	20	35	5	40	20
		15	10	20	5	25	10
Снежное	Корунд	45	30	50	30	45	30
	Мелкий кристалл корунда	100	40	75	30	108	40
	1	80	20	60	20	25	20
		70	20	33	20	15	20
	2	110	30	90	30	110	30
		70	30	70	30	75	30
		Цветовое пространство Yuv					
		Y		u		v	
Хитостров	1	[1; 70)		[0; 4,36)		[-0,12; 6,15)	
	2	[1; 70)		[0; 4,36)		[-0,12;6,15)	
	3	[6; 25)		[0, 15; 4,36)		[-0,6; 0,4)	
	4	[10; 60)		[-0, 1; 4,36)		[-0,6; 6,15)	
	5	[5; 30)		[0; 0,4)		[-0,25; 0,2)	
Снежное	Корунд corundum	[11;40)		[-0,3;0,2)		[-0,3;0,2)	
	Мелкий кристалл корунда	[11; 60)		[0; 4,36)		[0; 6,15)	
	1–2	[10; 80)		[-0,5; 4,36)		[0; 6,15)	
		Цветовое пространство HLS					
		H		L		S	
Хитостров	1	[220; 360)		[1; 70)		[1;100)	
	2	[220; 360)		[1; 70)		[1;100)	
	3	[200; 300)		[1; 25)		[5;100)	
	4	[150; 250)		[12; 60)		[1;100)	
	5	[180; 360)		[3; 15)		[1;45)	
Снежное	Корунд corundum	[0; 360)		[10; 35)		[1;40)	
	Мелкий кристалл корунда	[220; 360)		[10; 60)		[5;100)	
	1	[0; 100)		[10; 35)		[10; 100)	
	2	[200; 360)		[15; 100)		[1; 100)	

Сложность оценки эффективности выделения областей корунда на изображениях для полиминеральных образцов связана с тем, что

многокомпонентный цвет вмещающей породы перекликается с выделяемыми оттенками корунда. Возможно, увеличение количества выделяемых цветовых зон приведет к более удачным результатам и повысит технологии над качеством корундосодержащего сырья.

Потенциально разделение возможно с использованием любой из моделей, однако их реальную эффективность и возможные преимущества друг перед другом необходимо исследовать экспериментально для каждого конкретного месторождения.

Выводы к главе 7

Важной проблемой в настоящее время становится разработка рациональных, экологичных технологий извлечения с использованием методов оптической сортировки и улучшение качества корундов. Приведены принципы работы оптических сепараторов. При проведении исследований корундосодержащих руд месторождений Хитостров и Снежное проанализированы структурные особенности пород и физико-химические характеристики минералов. Установлены пороги выделения областей, принадлежащих корунду, в наиболее распространенных для использования цветовых пространствах RGB, Yuv и HLS и возможности использования при их обработке оптической сортировки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся завершенной научно-квалификационной работой, на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований изложены новые научно обоснованные технические и технологические решения, обеспечивающие повышение эффективности добычи и полноты извлечения запасов минералов корундовой группы в сложных условиях высокогорья, внедрение которых вносит значительный вклад в развитие горнопромышленной отрасли страны и геологической науки в целом.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем.

Показано, что полигенные корундообразующие комплексы должны использоваться в промышленной классификации месторождений твердых полезных ископаемых как новый класс промышленного сырья группы «корунд».

Обоснована комплексная горно-геологическая оценка месторождений корундов, базирующаяся на их генетической типизации и классификации, позволяющая определить целесообразность дальнейшего освоения этих месторождений.

Изучены закономерности взрывного дробления руды и разрушения вмещающих пород, на основе которых установлена рациональная схема отбойки руды вертикальными слоями с параллельным, иногда веерным, расположением скважин диаметром 65 мм. Экспериментальные работы выполнены в производственных условиях.

Изучены на экспериментальном уровне свойства отходов производства и рекомендован к использованию активный заполнитель – песок, значительно сокращающий расход вяжущих материалов.

Предложен в результате производственных испытаний по транспортировке твердеющей смеси с помощью сжатого воздуха метод расчета параметров пневмотранспорта смеси по горизонтальным трубопроводам.

Показано, что закладка выработанного пространства твердеющей смесью при разработке рудных тел сложной формы улучшает технико-экономические показатели и способствует расширению его производственной мощности.

Предложен для крутопадающих маломощных проявлений благородного корунда вариант камерно-целиковой системы разработки с отбойкой руды из поэтажных выработок и последующей закладкой для выемки участков рудных тел мощностью более 5 м.

Для эффективной разработки корундосодержащих наклонно падающих рудных тел малой мощности, залегающих в устойчивых вмещающих породах, рекомендована камерно-столбовая система подземной разработки.

Показана эффективность горных работ с применением варианта отработки крутопадающих маломощных жил уступной выемкой с отбойкой руды нисходящими скважинными зарядами ВВ, с полной механической закладкой выработанного пространства пустыми породами.

Для сохранения благородных корундов при освоении коренных месторождений рекомендуется применение технологии гидроразрыва. Гидроразрыв позволяет разделить геоматериал внутри массива горных пород на блоки и снять напряжения.

Впервые для сложных горно-геологических условий высокогорья предложена технология формирования и отработки техногенных месторождений корунда, позволяющая создать техногенное месторождение совместно с формированием отвала горных пород максимальной емкости и устойчивости, а также повысить экологическую безопасность проводимых горных работ и обеспечить максимальное извлечение полезного компонента при последующем выщелачивании созданного техногенного месторождения.

Одним из путей повышения технико-экономической эффективности обогащательного передела является реализация селективной дезинтеграции, что

позволяет увеличить выход минерального сырья и снизить энергозатраты за счет понижения степени измельчения при увеличении размеров конечной фракции. Проблема селективной дезинтеграции особенно актуальна для корундосодержащих горных пород.

Предложена для извлечения руды месторождения Снежное перспективная технология, включающая щадящее последовательное дробление в щековой дробилке, классификацию и рудоразборку для удаления пустой породы и выборки крупных кристаллов в модуле рудоподготовки, а для уменьшения потерь корунда при добыче была оценена возможность термодробления руды.

Рекомендации по применению закладки твердеющей смесью, приготовленный на основе гранулированных доменных шлаков и пирротиновых хвостов обогатительных фабрик с упрочняющими добавками, а так же перечень типоморфных минералов как индикаторов генетической, региональной и объективной принадлежности конкретных рубинов и сапфиров используются на месторождениях «Снежное», «Джагделака», «Хунза», «Кухи-Лаъл» ОАО «Чамаст» и в ООО «Ломбард Золотая вьюга»

Проанализированы структурные особенности пород и физико-химические характеристики минералов при проведении исследований по извлечению корундосодержащих руд месторождений Хитостров и Снежное и предложен для первичной сортировки оптический сортировщик Smartsort производства ООО «СиСорт», г. Барнаул (Россия).

Разработан расчет эффективности селективного дробления с использованием различных режимов силового воздействия.

Не подлежит сомнению, что расширение поисковых работ приведет к новым открытиям и возрождению мировой славы русского цветного камня.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Агеева Л. И., Клименко Г. В., Щеблыкина М. Д. Rb-Sr и K-Ar датирование довендских метаморфических образований Памира // Докембрий в фанерозойских складчатых областях. – Фрунзе: Илим, 1989. – С. 65–66.
- 2 Агошков М. И. Изыскание эффективных систем и технологии разработки жильных месторождений с применением шпуров малого диаметра, мощных ВВ и высокопроизводительных перфораторов // Изыскание эффективных способов разработки жильных месторождений. – Иркутск, 1964. – С. 10–21.
- 3 Агошков М. И. Основные задачи и направления в развитии систем разработки жильных месторождений. – М.: Metallurgizdat, 1957. – С. 7–35.
- 4 Ариоглу Э., Лю Кечжень, Сунь Кайнянь и др. Разработка месторождений с закладкой: пер. с англ. / под ред. С. Гранхольма. – М.: Мир, 1987. – 519 с.
- 5 Банк Г. В мире самоцветов. – М.: Мир, 1979. – 158 с.
- 6 Баратов Р. Б., Россовский Л. Н. Новые данные о перспективах Гималаев на редкие металлы и драгоценные камни // ДАН СССР. – 1986. – Т. 287. – № 5. – С. 1183–1187.
- 7 Барнов Н. Г. Промышленная минерализация рубиноносной зоны месторождения Снежное (Центральный Памир) // Отечественная геология. – 2014. – № 3. – С. 59–61.
- 8 Барнов Н. Г., Еременко В. А., Кондратенко А. С., Тимонин В. В. Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный журнал. – 2015. – № 11. – С. 41–46.
- 9 Барнов Н. Г. Геологические условия локализации и предпосылки промышленной минерализации рубина в мраморах на примере месторождения Снежное (Центральный Памир): автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук: 25.00.11; РГГРУ. – М., 2010. – 26 с.

- 10 Барнов Н. Г. Типы рубиновой минерализации на примере месторождения Снежное // Руды и металлы. – 2014. – № 3. – С. 47–59.
- 11 Барнов Н. Г. Геммохронология корунда // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 11. – С. 8.
- 12 Барнов Н. Г., Еременко В. А., Кондратенко А. С., Тимонин В. В. Разработка технологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – Спец. выпуск 60-1. – С. 7–19.
- 13 Барнов Н. Г., Мельников Е. П., Викторов М. А. Типоморфизм рубинов и сапфиров // Отечественная геология. – 2015. – № 4. – С. 42–59.
- 14 Барнов Н. Г., Еременко В. А., Кондратенко А. С., Тимонин В. В. Способ разработки крутопадающих маломощных жильных месторождений // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 45–50.
- 15 Барнов Н. Г., Мельников Е. П. Генетические типы благородных корундов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 6. – С. 79–85.
- 16 Барнов Н. Г., Еременко В. А., Кондратенко А. С. Отбойка сформированных гидровзрывом блоков при ведении очистных работ зарядами ВВ с эффектом декаплинга // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 3. – С. 200–209.
- 17 Барнов Н. Г., Мельников Е. П., Викторов М. А. Минералогия месторождения благородных корундов мира // Отечественная геология. – 2016. – № 1. – С. 39–45.
- 18 Барнов Н. Г., Каркашадзе Г. Г. Обоснование механизма селективной дезинтеграции горных пород с целью извлечения цельного камнесамоцветного сырья // Горный журнал. – 2017. – № 1. – С. 47–49.
- 19 Барнов Н. Г., Раджабов В. В., Чихладзе В. В. Влияние метода дробления на селективность обогащения полиметаллической руды // Горный журнал. – 2015. – № 12. – С. 47–50.

20 Барнов Н. Г., Щипцов В. В., Бубнова Т. П. Геологическая и минералого-технологическая характеристика корундосодержащих пород на примере проявления Хитостров (Северная Карелия) // Труды Карельского НЦ РАН – 2023. – № 2. – С. 39–52.

21 Барнов Н. Г., Щипцов В. В. Сводный обзор месторождений и крупных проявлений благородных корундов докембрия мира // Труды Карельского НЦ РАН. – 2021. – № 10. – С. 78–87.

22 Барнов Н. Г., Эквист Б. В. Взрывное разрушение массива горной породы с неоднородной структурой // Горная промышленность. – 2021. – № 3. – С. 135–138.

23 Бархатов Б. П. Тектоника Памира. – Л.: ЛГУ, 1963. – 241 с.

24 Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 2. Обогащение золотосодержащих руд и россыпей, обогащение руд черных металлов, обогащение горно-химического и неметаллического сырья. – М.: Руда и металлы, 2007. – 405 с.

25 Броуд Г. Л. Еще о ядерных взрывах в подземных полостях // Расчеты взрывов на ЭВМ. Подземные взрывы: сб. статей / под ред. Г. Броуда. – М.: Мир, 1975. – С. 68–103.

26 Бубнова Т. П., Барнов Н. Г., Горбунова Е. В., Чертов А. Н. Характеристики вещественного состава, определяющие обогатимость корундосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 162–174.

27 Буканов В. В. Цветные камни и коллекционные минералы: энциклопедия. – СПб.: Ottava Book Printing, 2014. – 464 с.

28 Буравцева С. Ю. Особенности минералогии корунда на примере исследования месторождения Сутира (ЕАО) // Вестник ДВО РАН. – 2014. – № 2. – С. 68–72.

29 Вэй Лин. Добыча полезных ископаемых в Мьянме // Горный журнал. – 2007. – № 1. – С. 21–23.

- 30 Высоцкий С. В., Баркар А. В. Сапфиры Приморья. – Владивосток: Дальнаука, 2006. – 112 с.
- 31 Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка, дробление, грохочение, обогащение. – Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. – 914 с.
- 32 Галченко Ю. П. Оценка сложности формы рудных тел при разработке жильных месторождений // Совершенствование методов управления извлечением запасов из недр при разработке рудных месторождений. – М.: ИПКОН АН СССР, 1981. – С. 69–77.
- 33 Галченко Ю. П., Сабянин Г. В. Проблемы геотехнологии жильных месторождений. – М.: Научтехлитиздат, 2011. – 367 с.
- 34 Гансер А. Геология Гималаев. – М.: Мир, 1967. – 348 с.
- 35 Геология и полезные ископаемые Афганистана. – М.: Недра, 1980. Т. 1. – 535 с.; Т. 2. – 335 с.
- 36 ГОСТ Р 56828.15–2016. Наилучшие доступные технологии. Термины и определения. – М.: Стандартиформ, 2016. – 50 с.
- 37 Григоровский И. А. Возможности горно-геологической информационной системы Micromine при проектировании горных работ // Материалы VI Междунар. науч.-техн. конф. «Инновационные технологии при разработке рудных и нерудных месторождений». – Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2017. – С. 76–80.
- 38 Громов А. В. Розовый корунд из Хитостровского проявления в Северной Карелии // Мир камня. – 1993. – № 2. – С. 1–3.
- 39 Дир У. А., Хауи Р. А., Зусман Дж. Породообразующие минералы. – М.: Мир, 1966. – Т. 5. – 408 с.
- 40 Дмитриев Э. А. Гранитные пегматиты Восточного Памира и их перспективы на камнесамоцветное сырье // Изв. АН Тадж. ССР, отд. физ.-мат., хим. и геол. наук. – 1983. – № 3 (89). – С. 48–57.
- 41 Добрецов Н. А., Ревердатто В. В., Соболев В. С. и др. Фации метаморфизма. – М.: Недра, 1970. – 432 с.

- 42 Добыча драгоценных металлов: инф.-техн. справочник по наилучшим доступным технологиям. – М.: Бюро НТД, 2017. – 143 с.
- 43 Евсеев А. А. Атлас мира для минералога. – М., 2004. – 284 с.
- 44 Еременко В. А., Есина Е. Н., Семенякин Е. Н. Технология оперативного мониторинга напряженно-деформированного состояния разрабатываемого массива горных пород // Горный журнал. – 2015. – № 8. – С. 42–47.
- 45 Еременко В. А., Барнов Н. Г., Кондратенко А. С., Тимонин В. В. Способ разработки крутопадающих маломощных жильных месторождений // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 45–50.
- 46 Еременко В. А., Карпов В. Н., Тимонин В. В., Барнов Н. Г., Шахторин И. О. Основные направления развития бурового оборудования для системы разработки с этажным принудительным обрушением руды // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 6. – С. 49–64.
- 47 Жилин А. С. Использование поверхностно-активных веществ для повышения качества дробления горных пород // Записки горного института. – 2003. – Т. 155. – Ч. 2. – С. 62–65.
- 48 Заварицкий А. Н. Перидотитовый массив Рай-Из на Полярном Урале. – М.; Л.: Госнаучтехиздат, 1932. – 221 с.
- 49 Изох А. Э., Вишневский А. В., Поляков Г. В. и др. Урэгнурская платиноносная вулканоплутоническая пикрит-базальтовая ассоциация Монгольского Алтая – индикатор кембро-ордовикской крупной изверженной провинции // Геология и геофизика. – 2010. – Т. 51 (5). – С. 665–681.
- 50 Ишлинский А. Ю., Ивлев Д. Д. Математическая теория пластичности. – М.: Физматлит, 2001. – 45 с.
- 51 Калюжний В. А., Ломов С. Б. Флюїдні включення і середовище кристалізації кварцу (“мармароського діаманту”) з району Воловець – Нижні Ворота (Закарпаття) // Мінерал. зб. Львів. ун-ту. – 1991. – № 45. – Вип. 2. – С. 76–81.

- 52 Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Проектирование формирования и развития горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – С. 229–240.
- 53 Каплунов Д. Р., Барон Л. И., Будько А. В., Воронюк А. С. Научные основы технического перевооружения подземных рудников. – М.: Наука, 1983. – 256 с.
- 54 Карамышева А.С. Природный и синтетический корунд: Курсовая работа – М. МГУ, - 2013.
- 55 Кашинцев Г. Л. Петрогенезис ультраосновного массива Рай-Из на Полярном Урале: автореф. дис. . канд. геол.-минерал. наук. – М., 1972.
- 56 Кашицин А. А. Корунд. История исследования и освоения месторождений корунда-наждака на Южном Урале. – Озерск, 2006. – 94 с.
- 57 Киевленко Е. Я., Сенкевич Н. Н., Гаврилов А. П. Геология месторождений драгоценных камней. – М.: Недра, 1982. – 43 с.
- 58 Киевленко Е. Я. Геология самоцветов. – М., 2001.
- 59 Киевленко Е. Я., Чупров В. И., Драмшева Е. Е. Декоративные коллекционные минералы. – М.: Недра, 1987. – 223 с.
- 60 Киевленко Е. Я. Поиски и оценка месторождений драгоценных и поделочных камней. – М: Недра, 1980. – 160 с.
- 61 Кириченко Г. С., Малетин Л. В., Гришин Е. Г., Вигдергауз В. Е. Формирование закладочного массива при слоевой системе разработки с закладкой // Теория и практика разработки рудных и нерудных месторождений. – М.: Изд. ИПКОН АН СССР, 1986. – С. 137–146.
- 62 Кисин А. Ю. Месторождения рубинов в мраморах (на примере Урала). – Свердловск, 1991. – С. 30–32.
- 63 Кобзев А. С., Алушкин И. В., Ольховский А. М. и др. Результаты полупромышленных испытаний предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Коневинское методом фотометрической сепарации // Обогащение руд. – 2014. – № 2. – С. 10–14.

- 64 Кондратенко А. С., Тимонин В. В., Патутин А. В. Перспективы направленного бурения прочных горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 1. – С. 124–131.
- 65 Коптев-Дворников В. С., Кузнецов Е. А. Борзовское месторождение корунда // Тр. Ин-та прикл. минералогии. – 1931. – Вып. 47. – 318 с.
- 66 Кравченко В. П., Куликов В. В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1974.
- 67 Кулачков Л. В., Камвати К., Шторхун В. Л. Новый источник благородных корундов в Кении // Записки Горного института. – 2009. – № 4. – С. 88–94.
- 68 Курленя М. В., Клишин В. И. Создание оборудования для дегазации угольных пластов на принципе гидроразрыва горных пород // Уголь. – 2011. – № 10. – С. 34–38.
- 69 Лебедева С. И. Микротвердость минералов. – М., 1977. – 118 с.
- 70 Леконцев Ю. М., Сажин П. В. Технология направленного гидроразрыва пород для управления труднообрушающимися кровлями в очистных забоях и дегазации угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 5. – С. 137–142.
- 71 Литвиненко А. К., Барнов Н. Г. Генетические типы скаполита музкольской метаморфической серии (Центральный Памир) // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2011. – № 1. – С. 23–29.
- 72 Литвиненко А. К., Барнов Н. Г. Геолого-структурная позиция месторождений рубина в мраморах Центрального Памира (Республика Таджикистан) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 6. – С. 56–57.
- 73 Литвиненко А. К., Барнов Н. Г. История памирских самоцветов // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2010. – № 4. – С. 70–74.

74 Литвиненко А. К., Барнов Н. Г. Генетическая модель месторождения рубина Снежное (Центральный Памир) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 4. – С. 107–110.

75 Литвиненко А. К., Барнов Н. Г. Морфологические и морфометрические особенности рубиновой минерализации месторождения Снежное (Восточный Памир) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 7. – С. 57–58.

76 Литвиненко А. К. Генетическая позиция благородной шпинели в магнезиальных скарнах Юго-Западного Памира // ЗВМО. – 2003. – Ч. СXXXII. – № 1. – С. 76–81.

77 Мизес Р. Теория пластичности: сб. пер. – М., 1948. – С. 57–69.

78 Минерально-сырьевая база Республики Карелия. Кн. 2: Неметаллические полезные ископаемые / В. П. Михайлов, А. Г. Леонтьев, Ю. Б. Голованов и др. – Петрозаводск: Карелия, 2006. – С. 235–241.

79 Михайлов Ю. В. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Издательство Academia, 2008. – 354 с.

80 Михайлова Ю. А., Коноплева Н. Г., Яковенчук В. Н. и др. Минералы группы корунда в породах Хибинского щелочного массива (Кольский полуостров) // Зап. РМО. – 2006. – Ч. 135. – Вып. 6. – С. 41–54.

81 Назарчик А. Ф., Фрейдин А. М., Емельянов В. И. Исследование неравномерности промышленного оруденения жильных месторождений и его влияние на эффективность разработки. – Магадан: Изд-во ВНИИ-1, 1976. – 143 с.

82 Назарчик А. Ф., Олейников И. А., Богданов Г. И. Разработка жильных месторождений. – М.: Недра, 1977. – 240 с.

83 Одариченко Э. Г., Рейф Ф. Г., Залищак Б. Л., Пахомова В. А. Генезис корунда по термобарогеохимическим данным (месторождение Незаметнинское, Приморский край) // Вестник ДВО РАН. – 2004. – № 5. – С. 110–121.

84 Одариченко Э. Г. Физико-химические условия образования корундов Незаметнинского месторождения по термобарогеохимическим данным и проблема их генезиса: автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук. – Владивосток, 2004. – 24 с.

85 Озеров К. Н. К генезису месторождения корунда и андалузита Семиз-Бугу (Каз.ССР) и вмещающих его вторичных кварцитов // Проблемы советской геологии. – 1933. – Т. 2. – № 8.

86 Пахомова В. А., Залищак Б. Л., Тишкина В. Б. и др. Типизация месторождений корунда Сихоэ-Алиня на основе данных термобарогеохимии и петрологии // Материалы XIII конференции по термобарогеохимии совместно с IV симпозиумом APIFIS. – Владивосток, 2008. – С. 120–123.

87 Петров В. П. Петрографические проблемы формирования месторождений драгоценных и поделочных камней // Драгоценные и цветные камни. – М.: Наука, 1980. – С. 10–18.

88 Петров Е. И. Область целесообразного применения комплексно-механизированной технологии разработки крутопадающих тонкожилых месторождений: на примере механизированного очистного комплекса ПКЖ-1: дис. ... канд. техн. наук. – М., 1980. – С. 29–33.

89 Плякин А. М., Михайленко Ю. В. Основы поисков и разведки месторождений полезных ископаемых. Оконтуривание рудных тел: метод. указания. – Ухта: УГТУ, 2012. – 18 с.

90 Повышение эффективности разработки жильных месторождений. – М.: ИПКОН АН СССР, 1977. – С. 4–27.

91 Подковыркин А. И. Опыт применения усовершенствованной технологии и мероприятия, обеспечивающие ее полное внедрение на рудниках дальневосточного Совнархоза // Изыскание эффективных способов разработки жильных месторождений. – Иркутск, 1964. – С. 10–21.

92 Приморье – фрагмент Восточно-Азиатского сапфириноносного пояса / С. В. Высоцкий, В. И. Оковитый // Вестник ДВО РАН. – 2003. – № 6. – С. 57–66.

- 93 Проблемы разработки месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: ИПКОН АН СССР, 1978. – Вып. I. – С. 215–245.
- 94 Рафиенко Д. И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. – М.: Недра, 1967. – С. 5–10.
- 95 Ревнивцев В. И., Гапонов Г. В., Загоратский Л. П. Селективное разрушение минералов. – М.: Недра, 1988. – 430 с.
- 96 Садовничий Р. В., Рожкова Н. Н., Горбунова Е. В., Чертов А. Н. Исследование возможностей оптической сепарации шунгитовых пород Максовской залежи (Зажогинское месторождение) // Обогащение руд. – 2016. – № 1. – С. 10–15.
- 97 Сорокина Е. С. Ожогина Е. Г., Якоб Д. Е., Хофмейстер В. Некоторые особенности онтогении корунда и качество рубина месторождения Снежное, Таджикистан (Восточный Памир) // Записки РМО. – 2012. – Т. 141. – № 6. – С. 100–108.
- 98 Справочник взрывника / под ред. Б. Н. Кутузова, В. М. Старобогатова, И. Е. Ерофеева и др. – М.: Недра, 1988. – 511 с.
- 99 Судовикова Е. Н. Слюда из андалузит-корундовых пород месторождения Семиз-Бугу // ЗВМО. – 1963. – Ч. 92. – Вып. 2. – С. 239–242.
- 100 Сычѳв Ю. И., Берлин Ю. Я. Распиловка камня. – М.: Стройиздат, 1989.
- 101 Сычѳв Ю. И., Берлин Ю. Я., Шалаев И. Я. Оборудование для распиловки камня. – Л., 1983.
- 102 Теория крепости горных пород и научный метод профессора М. М. Протоѳьяконова: учеб.-метод. пособие / сост. В. В. Ржевский, Б. Н. Кутузов, В. К. Рубцов. – М.: М-во высш. и сред. спец. образования СССР. Моск. горный ин-т., 1974. – 39 с.
- 103 Терехов Е. Н., Левицкий В. И. Геолого-структурные закономерности размещения корундовой минерализации в северно-западном Беломорье // Изв. вузов. Геол. и разведка. – 1991. – № 6. – С. 3–13.

104 Терехов Е. Н. Лапландско-Беломорский подвижный пояс как пример корневой зоны палеопротерозойской рифтовой системы Балтийского щита // Литосфера. – 2007. – № 6. – С. 15–39.

105 Терехов Е. Н., Акимов А. П. Тектоническое положение и генезис месторождений ювелирного корунда Высокой Азии // Литосфера. – 2013. – № 5. – С. 122–140.

106 Тимонин В.В., Кондратенко А.С. Погружной пневмоударник для открытых горных пород для бурения скважин на высоком давлении сжатого воздуха //Сборник трудов VI конференции.- Новосибирск, 2015.- С. 363-370

107 Федотов П. К. Теория и практика дезинтеграции руды в слое частиц: дис. ... д-ра техн. наук / науч. рук. Б.А. Байбородин; ИГТУ. – Иркутск, 2014. – 311 с.

108 Хайрутдинов М. М., Хайрутдинова В. Н., Соболев С. Ю. Выбор закладочного материала при условии снижения затрат и сохранения нормативных характеристик // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 8. – С. 243–246.

109 Ханчук А. И., Залищак Б. Л., Пахомова В. А. и др. Генезис и геммология сапфиров месторождения Незаметное (Приморский край) // Тихоокеан. геология. – 2002. – № 1. – С. 89–95.

110 Хачатрян Г. К., Кряжев С. Г. Методика анализа породообразующих и аксессуарных минералов рудных месторождений с использованием ИК-Фурье микроскопа // Руды и металлы. – 2010. – № 5. – С. 64–73.

111 Хопунов Э. А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья. – Екатеринбург: УИПЦ, 2013. – 429 с.

112 Щербакова С. В., Сутурин А. Н. Геохимия и минералогия метасоматитов с рубином (массив Рай-Из, Полярный Урал) // Геохимические поиски самоцветов: сб. – Новосибирск: Наука, 1990. – С. 167–198.

113 Щербакова С. В. О двух типах рубиновой минерализации в ультраосновном массиве Рай-Из на Полярном Урале // Труды ВСЕГЕИ. – 1976. – Т. 210. – С. 111–119.

- 114 Щипцов В. В., Барнов Н. Г. Типология рубинов и их промышленное значение // Горная промышленность. – 2021. – № 6. – С. 64–69.
- 115 Щипцов В.В., Барнов Н.Г. Генетические типы корундов // Журнал «Вестник Геонаук» – 2022. – № 9. – С.3–14.
- 116 Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982.
- 117 Altherr R., Okrusch M., Bank H. Corundum- and kyanite-bearing anatectites from the Precambrian of Tanzania // Lithos. – 1982. – Vol. 15. – № 3. – P. 191–197.
- 118 Andersen B. W., Payne G. J. The constancy of quartz and other minerals // Gemmologist. – 1940. – № 9. – 93 p.
- 119 Arens J. E. Gems and Jewelry. 2nd ed. – Tucson: Geosciences Press, 1992. – 220 p.
- 120 Barnov N. G., Scamnitskaya L. S., Bubnova T. P. Features of technological mineralogy of corundum Khitostrov deposit (Karelia, Russia), determining the methods of disintegration of mineral raw materials // International Multidisciplinary Scientific GeoConference-SGEM. Conference proceedings. Albena, Bulgaria. – 2019. – Vol. 19. – Is. 1.1. – P. 103–110.
- 121 Barr S. M., Dostal J. Petrochemistry and origin of megacrysts in Upper Cenozoic basalts, Thailand // J. Southeast Asian Earth Sci. – 1986. – № 1 – P. 107–116.
- 122 Barry A. Wills and James A. Finch. Wills' Mineral Processing Technology. – Elsevier Ltd., 2016. Ch. 14 Sensor-based Ore Sorting. – P. 409–416.
- 123 Bodnar R. J., Vityk M. O. Interpretation of Microthermometric Data for H₂O-NaCl Fluid Inclusions // Fluid Inclusions in Minerals: Methods and Application / B. De Vivo, M. L. Frezzotti, eds. – Pontignino-Siena, 1994. – P. 117–130.
- 124 Bowersox G. W., Chamberlin B. E. Gemstones of Afghanistan. – USA, Tucson: Geoscience Press, 1995. – 180 p.
- 125 Brandt F., Yaus R. New concepts for lithium minerals processing // Minerals Engineering. – 2010. – Vol. 23. – Is. 8. – P. 659–661.

126 Brown J. C. Sapphires of India and Kashmir // *The Gemmologist*. – 1956. – Vol. 25. – № 229. – P. 97–100.

127 Brownlaw A. H., Komorowsky J.-C. Geology and origin of the Yogo sapphire deposit, Montana // *Economic Geology*. – 1988. – Vol. 83. – № 4. – P. 875–880.

128 Cairncross B., Dixon R. Minerals of South Africa // *Geological Society of South Africa*. – Johannesburg, 1995. – 296 p.

129 Choowong M. Quaternary geology and sapphire deposit from the BO PHOLOI gem field, Kanchanaburi Province, Western Thailand // *Journal of Asian Science*. – 2002. – Vol. 20. – P. 119–125.

130 Clabaugh S. E. Corundum deposits of Montana // *USGS: Geological Survey Bulletin*. – 1952. – Vol. 983. – P. 1–100.

131 Coenraads R.R. Surface Features of Natural Rubies and Sapphires Associated with Volcanic Provinces // *Journal of Gemmology*. – 1992. – Vol. 23. – P. 151–160.

132 Daw Than Than Nu. A Comparative Study of the origin of Ruby and Sapphire in the Mogok. Pyinlon and Mong Hsu areas / Daw Than Than Nu. – June 2003. – P. 52–101.

133 Fernando L.J.D. The Geology and mineral resources of Ceylon. -Bull, of the Imperial instit., v. XLVI, № 2-4, 1948.

134 Forsthoff W. Optical sorting of coarse materials // *ZKG International*. – 2000. – Vol. 53. – № 6. – P. 331–329.

135 Garnier V., Ohnenstetter D., Giuliani G., Fallick A. E., Phang Trong T., Hoang Quang V., Pham Van L., Schwarz D. Basalt petrology, zircon ages and sapphire genesis from Dak Nong, Southern Vietnam // *Miner. Mag.* – 2005. – Vol. 69. – № 1. – P. 21–38.

136 Goldstein R. H., Reynolds T. J. Systematics of Fluid Inclusions in Diagenetic Minerals (CD-ROM – Import). – 30 Jun 1994.

137 Graham I. T., Sutherland F. L., Webb G. B., Fanning C. M. Polygenetic corundums from New South Wales gemfields, Australia // *Metallogeny of the Pacific*

northwest: tectonics, magmatism and metallogeny of active continental margins. Proceedings of the Interim IAGOD Conference. – Vladivostok: Dalnauka, 2004. – P. 336–339.

138 Grew E. S. Kornerupine at the Sar-e-Sang, Afganistan, whiteschist locality: implications for tourmaline-kornerupine distribution in metamorphic rocks // American mineralogist. – 1988. – Vol. 73. – P. 345–357.

139 Gübelin E. Die Lagerstätten der Rubine and Sapphire Thailand // Zeitschrift der Deutschen Gesellschaft für Edelsteinkunde. – 1965. – № 53. – S. 27–29.

140 Gübelin E. J. Die Edelsteinvorkommen Pakistans: Rubine aus dem Hunzatal // Lapis. – 1982. – Vol. 7. – № 5. – S. 19–31.

141 Gübelin E. J., Koivula J. I. Photoatlas of Inclusions in Gemstones. – Zurich: ABC Edition, 1986. – 532 p.

142 Gülcan, E., Gülsoy, O. Y. Performance evaluation of optical sorting in mineral processing – A case study with quartz, magnesite, hematite, lignite, copper and gold ores // International Journal of Mineral Processing. – 2017. – Vol. 169. – P. 129–141.

143 Guo J., O'Reilly S. Y., Griffin W. L. Corundum from basaltic terrains: a mineral inclusion approach to the enigma // Contr. Miner. Petrol. – 1996. – Vol. 122. – P. 368–386.

144 Hall R. L. Corundum in the Northern and Eastern Transvaal // Union of South Africa, Department of Mines and Industries, Memoir. – Pretoria, 1920. – 15 p.

145 Harding R. R., Scarratt K. A description of ruby from Nepal // Journal of Gemmology. – 1986. – Vol. 20. – № 1. – P. 3–10.

146 Hong-sen X., Wei-guo Z., Wei H., Wen-ge Z., Jie G., Ji-an X. Discovery of corundum in alkali basalt at high temperature and high pressure // J. Physics, Condensed Matter. – 2002. – Vol. 14. – P. 11365–11368.

147 Hintze J. Safari ndjema – Afrikanisches Tagebuch (II): Rubin in Zoisit – ein Klassiker aus Longido in Tansania // Lapis. – 2010. – Vol. 35. – № 12. – S. 15–19 (in German).

148 Hughes R. W. Ruby, Sapphire. – RWH Publishing, 1997. – 512 p.

- 149 Iyer L. A. N. The geology and gemstones of the Mogok stone tract, Burma // *Memoirs of the Geology Survey of India*. – 1952. – Vol. 82. – P. 7–100.
- 150 Khanchuk A., Zalizhchak B., Pakhomova V., Odarichenko E., Sapin V. Genesis and gemmology of sapphire from the Nezametnoye deposit, Primorye Region, Russia // *Austr. Gemmologist*. – 2003. – Vol. 21. – P. 329–335.
- 151 Khin Zaw. Geological evolution of selected granitic pegmatites in Myanmar (Burma): constraints from regional setting, lithology, and fluid-inclusion studies // *International Geology Review*. – 1998. – Vol. 40. – P. 653.
- 152 Kisin A. Y., Murzin V. V., Tomilina A. V., Pritchkin M. E. Ruby-sapphire-shpinel of the Middle and Southern Urals: geology, mineralogy and genesis // *Geology of the deposits*. – 2016. – Vol. 58. – № 4. – P. 344–359.
- 153 Knapp H., Neubert K., Schropp Ch., Wotruba H. Viable Applications of Sensor-Based Sorting for the Processing of Mineral Resources // *ChemBioEng Review*. – 2014. – Vol. 1. – P. 86–95.
- 154 Krzemnicki M. S., Hanni H. A. et al. Investigations on sapphires from an alkali basalt, South West Rwanda // *J. Gemmol.* – 1996. – Vol. 25. – № 2. – P. 90–106.
- 155 Krylov D.P. Anomalous ratios of 180/160 in corundum-bearing rocks from Northern Karelia // *Earth Sciences Reports*. – 2008. – Vol. 419. – P. 533–536.
- 156 Kumar C. Raghu, Srijith Mohanana, Sunil Kumar Tripathya, Ramamurthya Y., Venugopalana T., Nikkam Suresh. Prediction of process input interactions of Floatex Density Separator performance for separating medium density particles // *International Journal of Mineral Processing*. – 2011. – Vol. 100. – № 3. – P. 136–141.
- 157 Landriault D. Paste backfill mix design for Canadian underground hard rock mining. – Nova Scotia, 1995. – 28 p.
- 158 Louchnikov V. N., Eremenko V. A., Sandy M. P. Ground Support liners for underground mines: energy absorption capacities and costs // *Eurasian Mining*. – 2014. – № 91. – P. 54–62.

- 159 Mathavan V., Kalubandara S. T., Fernando G. W. A. R. Occurrences of two new types of gem deposits in the Okkampitiya gem field, Sri Lanka // *J. Gemmol.* – 2000. – Vol. 27. – № 2. – P. 65–72.
- 160 Maung Thein. Summary of the geological history of Myanmar. – Unpublished paper, 2013. – 8 p.
- 161 Mises R. *Mathematical Theory of Probability and Statistics* / H. Geiringer, ed. 1st ed. – Academic Press, 1964. – 708 p.
- 162 Pardieu Vincent, Senoble Jean Baptiste. An update on Ruby and Sapphire mining in South East Asia and East Africa. – 2005. www.fieldgemology.com.
- 163 Pauling L., Hendricks S. B. The crystal structures of hematite and corundum // *Journ. Am. Chem. Soc.* – 1925. – Vol. 47. – 781 p.
- 164 Peretti A., Mullis J., Mouawad F. The role of fluorine in the formation of color zoning in rubies from Mong Hsu, Myanmar (Burma) // *Journal of Gemmology.* – 1996. – Vol. 25. – № 1. – P. 3–19.
- 165 Pieper F., Pfaff G., Maier H. Kruggel-Emden and other Numerical modelling of an optical belt sorter using a DEM–CFD approach coupled with particle tracking and comparison with experiments // *Powder Technology.* – 2018. – Vol. 340. – P. 181–193.
- 166 Principais depositos minerals do Brasil. – Brasilia, 1991. – Vol. IV. – Par. A.
- 167 Rickwood P. C. The largest crystals // *Amer. Mineral.* – 1981. – Vol. 66. – P. 885–908.
- 168 Roedder E. *Fluid Inclusions. Systematics of Fluid Inclusions in Diagenetic Minerals* / Mineralogical Society of America // *Reviews in Mineralogy.* – 1984. – Vol. 12. – 644 p.
- 169 Rosengren K. Avoca mining method // Presentation at Broken Hill Zinc-lead mine, NSW, Australia, May 2014. – 2014. – 212 p.

170 Schreyer W., Abraham K. Three-stage metamorphic history of white schists from Sar-e-Sang, Afghanistan, as a part of a former evaporite deposits // *Contr. Miner. Petrol.* – 1976. – Vol. 59. – P. 111–130.

171 Silva K. K. M. W., Siriwardena C. H. E. R. Geology and the origin of the corundum-bearing skarn at Bakamuna, Sri Lanka // *Mineralium Deposita.* – 1988. – Vol. 23. – Iss. 3. – P. 186–190.

172 Simonet C. Geology of Sapphire and Ruby Deposits – The example of the John Saul Ruby Mine, Mangare area, Southern Kenya // PhD Thesis. University of Nantes, 2000.

173 Simonet C. et al. The Dusi (Garba Tula) sapphire deposit, Central Kenya – a unique Pan-African corundum-bearing monzonite // *J. African Earth Sci.* – 2004. – Vol. 38. – № 4. – P. 401–410.

174 Smirnov S. Z., Izokh A. E., Kovyazin S. V., Mashkovtsev R. I., Trang Trong H., Ngo Thi P., Kalinina V. V., Pospelova L. N. Inclusions in Dak Nong placer sapphires, Central Vietnam: conditions of corundum crystallization in the continental crust // *J. Geol., Series B.* – 2006. – Vol. 28. – P. 58–70.

175 Solesbury F. Gem corundum pegmatites in NE Tanganyika // *Economic Geology.* – 1967. – Vol. 62. – № 7. – P. 983–991.

176 Steven P., Youkovich S. Ruby mines of North Carolina // *Rocks and Miner.* – 1985. – Vol. 60. – № 2.

177 Sutherland F. L., Coenraads R. R. An unusual ruby-sapphire-spinel assemblage from the Tertiary Barrington volcanic province, New South Wales // *Mineralogical Magazine.* – 1996. – Vol. 60. – P. 623–638.

178 Sutherland F. L., Bosshart G., Fanning C. M., Hoskin P. W. O., Coenraads R. R. Sapphire crystallization, age and origin, Ban Huai Sai, Laos: age based on zircon inclusions // *J. Asian Earth Sci.* – 2002. – Vol. 20. – P. 841–849.

179 Sutherland F. L., Graham I. T., Webb G. B. Sapphire-ruby-zircon deposits from basaltic fields, West Pacific continental margins // *Metallogeny of the Pacific northwest: tectonics, magmatism and metallogeny of active continental*

margins. Proceedings of the Interim IAGOD Conference. – Vladivostok: Dalnauka, 2004. – P. 385–387.

180 Thompson R. N. Magmatism of the British Tertiary Volcanic Province // Scott. J. Geol. – 1982. – Vol. 18. – P. 49–107.

181 Tzen-Fu Yui, Chao-Ming Wu, Limtrakun P., Sricharn W. Oxygen isotope studies on placer sapphire and ruby in the Chanthaburi-Trat alkali basaltic gemfield, Thailand // Lithos. – 2006. – Vol. 86. – P. 197–211.

182 Wells A. J. Corundum from Ceylon // Geological Magazine. – 1956. – Vol. 93. – № 1. – P. 25–31.

183 Yui T.-F., Khin Zaw et al. Oxygen isotope composition of the Denchai sapphire, Thailand: a clue to its enigmatic origin // Lithos. – 2003. – Vol. 67. – № 1-2. – P. 153–161.

Список опубликованных научных работ Н.Г.Барнова по теме диссертации (лично и в соавторстве)

Публикации в изданиях из Перечня ВАК:

1. Барнов Н.Г., Щипцов В.В., Бубнова Т.П. Геологическая и минералого-технологическая характеристика корундосодержащих пород на примере проявления Хитостров (Северная Карелия) // Труды Карельского НЦ РАН. - 2023.-№2 - С.39-52
2. Барнов Н.Г., Щипцов В.В. Генетические типы корундов ///Журнал «Вестник Геонаук» – 2022 – № 9. – С.3-14
3. Щипцов В.В., Барнов Н.Г Типология рубинов и их промышленное значение //Горная промышленность. – 2021. – № 6. – 64-69.
4. Барнов Н.Г., Щипцов В.В. Сводный обзор месторождений и крупных проявлений благородных корундов мира // Труды Карельского НЦ РАН. – 2021. – № 10. – С. 78–87.

5. Барнов Н.Г., Эквист Б.В. Взрывное разрушение массив горной породы с неоднородной структурой // Горная промышленность. – 2021. – № 3. – С. 135–138.
6. Бубнова Т.П., Барнов Н.Г., Горбунова Е.В., Чертов А.Н. Характеристики вещественного состава, определяющие обогатимость корундосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 162–174.
7. Барнов Н.Г., Каркашадзе Г.Г. Обоснование механизма селективной дезинтеграции горных пород с целью извлечения цельного камнесамоцветного сырья // Горный журнал. – 2017. – № 1. – С. 47–49.
8. Барнов Н.Г., Еременко В.А., Кондратенко А.С. Отбойка сформированных гидровзрывом блоков при ведении очистных работ зарядами ВВ с эффектом декаплинга // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 3. – С. 200–209.
9. Барнов Н.Г., Мельников Е.П., Викторов М.А. Минералогия месторождения благородных корундов мира // Отечественная геология. – 2016. – № 1. – С. 39–45.
10. Еременко В.А., Барнов Н.Г., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Способ разработки крутопадающих маломощных жильных месторождений // Горный журнал. – 2016. – № 12. – С. 45–50.
11. Барнов Н.Г., Еременко В.А., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Разработка технологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – Спец. выпуск 60-1. – С. 7–19.
12. Барнов Н.Г., Мельников Е.П. Генетические типы благородных корундов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 6. – С. 79–85.

13. Барнов Н.Г., Еременко В.А., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Обоснование параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Горный журнал. – 2015. – № 11. – С. 42–47.
14. Еременко В.А., Карпов В.Н., Тимонин В.В., Барнов Н.Г., Шахторин И.О. Основные направления развития бурового оборудования для системы разработки с этажным принудительным обрушением руды. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 6. – С. 49–64 .
15. Барнов Н.Г., Мельников Е.П., Викторов М.А. Типоморфизм рубинов и сапфиров // Отечественная геология -2015.- №4.- С.42-59.
16. Барнов Н.Г. Промышленная минерализация рубиноносной зоны месторождения Снежное (центральный Памир) // Отечественная геология. – 2014. – № 3. – С. 59–61.
17. Барнов Н.Г. Типы рубиновой минерализации на примере месторождения Снежное // Руды и металлы. – 2014. – № 3. – С. 47–59.
18. Барнов Н.Г. Геммохронология корунда // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 11. – С. 8.
19. Литвиненко А.К., Барнов Н.Г. Генетические типы скаполита музкольской метаморфической серии (Центральный Памир) // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2011. – № 1. – С. 23–29.
20. Литвиненко А.К., Барнов Н.Г. Геолого-структурная позиция месторождений рубина в мраморах Центрального Памира (Республика Таджикистан) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – №6. – С. 56-57.
21. Литвиненко А.К., Барнов Н.Г. История памирских самоцветов // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2010. – №4. – С. 70-74.

- 22.Литвиненко А.К., Барнов Н.Г. Генетическая модель месторождения рубина Снежное (Центральный Памир) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 4. – С. 107–110.
- 23.Литвиненко А.К., Барнов Н.Г. Морфологические и морфометрические особенности рубиновой минерализации месторождения Снежное (Восточный Памир) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 7. – С. 57–58.

Публикации в прочих изданиях:

24. Barnov N.G. Genetic types of corundum /V.V.Shchiptsov, N.G.Barnov //Vestnik of geosciences – 2022. – № 9. – Pp. 3–14.
- 25.Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П., Барнов Н.Г. Минеральные примеси, определяющие прочностные характеристики корунда хитостровского проявления (Респ.Карелия) // Стратегия развития геологических исследований недр. 2018 г. - №1. - С.17.
- 26.Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П., Барнов Н.Г., Бучкина О.В. Минералогические критерии оценки качества корунда на примере проявления Хитостров (Северная Карелия) // XIII Международная научно-практическая конференция «Новые идеи в науках о Земле». 2017. – С. 18–19.
- 27.Барнов Н.Г., Еременко В.А. Разработка крутопадающих маломощных жильных месторождений с применением технологии гидроразрыва // «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр»: Материалы 2-й Междунар. науч. школы академика К.Н. Трубецкого. – М.: ИПКОН РАН, 2016. – С. 169–172.
- 28.Барнов Н.Г., Раджабов М.М., Чихладзе В.В. Оценка влияния метода дезинтеграции на селективность раскрытия корундосодержащих руд // «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении

- и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения-2016): Материалы междунар. конф., 26–30 сентября 2016 г. – М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2016. – С. 40–41.
29. Барнов Н.Г. Минеральный состав и структура месторождения рубина Снежное (Центральный Памир)// Липецк. Сборник научных трудов аспирантов и соискателей. – 2010. – Вып. 7. – Ч. 1. – С. 26–30.
30. Мельников Е.П., Барнов Н.Г. Минералогия важнейших месторождений благородных корундов мира // «Неделя горняка-2015»: материалы междунар. науч. симпозиума. – М.: Горная книга, 2015. – С. 128.
31. Еременко В.А., Барнов Н.Г., Кондратенко А.С., Тимонин В.В. Применение технологии гидроразрыва для освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья // Современные проблемы механики, энергоэффективность сооружений и ресурсосберегающие технологии: Сб. тр. науч. школы-семинара молодых ученых и студентов с междунар. участием. – М.: РУДН, 2015. – С. 290–298.
32. Мельников Е.П., Барнов Н.Г. Уникальность геологии и минералогии месторождения «Снежное» // «Неделя горняка-2014»: материалы междунар. науч. симпозиума. – М.: Горная книга, 2014. – № 1. – С. 122.
33. Барнов Н.Г., Мельников Е.П. Геммологические характеристики благородных корундов важнейших месторождений мира // «Неделя горняка-2012»: материалы междунар. науч. симпозиума. – М.: Горная книга, 2012. – С. 130.

Патенты:

1. Патент №2699097 Российская Федерация МПК E21C 41/26 (2006.01), СПК E21C 41/26 (2006.01) Способ формирования техногенного

- месторождения и его последующей отработки. №2019112392: заявл. 23.04.2019 г., опубликовано 03.09.2019 г. / Барнов Н.Г. / Патентообладатель НИТУ «МИСИС» – 2 с.
2. Патент № 2634597 Российская Федерация Е 21С 37/06 (2006.01), F42D 1/08 (2006.01), Способ проходки горных выработок и ведения очистных работ. № 2016128958: заявл. 07.15.2016 г., опубликовано 11.01.2017 г. / Еременко А.А., Есина Е.Н., Кондратенко А.С., Барнов Н.Г., Тимонин В.В. / Патентообладатель ИПКОН РАН. – 8 с.
3. Патент №2598009 Российская Федерация МПК Е 21С 39/00 (2006.01) Внутрискважинный способ определения направления действия и значений главных напряжений. № 2015127462: заявл. 09.07.2015 г., опубликовано 20.09.2016 г. / Еременко В.А., Рыльникова М.В., Есина Е.Н., Лушников В.Н., Семенякин К.Н., Кондратенко А.С., Барнов Н.Г. Патентообладатель ФГБУ ИПКОН РАН – 8 с.

Приложение А

Справки о внедрении результатов диссертационного исследования
Н.Г.Барнова «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и
разработка параметров геотехнологии освоения коренных
месторождений корунда в сложных условиях высокогорья»



**ВАЗОРАТИ САНОАТ ВА ТЕХНОЛОГИЯҲОИ НАВИ
ҶУМҲУРИИ ТОҶИКИСТОН
ҶАМЌИЯТИ САҲОМИИ КУШОДАИ
«ҶАМАСТ»**

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 1/8

от « 14 » 04 2023г.

г.Душанбе

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Результаты диссертационной работы Барнова Николая Георгиевича на тему : «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» на соискание ученой степени доктора технических наук по специальностям 2.8.3. – «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр» и 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины» в части замены обычной закладки на закладку твердеющей смесью, приготовленной на основе гранулированных доменных шлаков и пирротиновых хвостов обогатительных фабрик с упрочняющими добавками, приводит к уменьшению потерь и разубоживания и эффективно применяется на месторождении «Снежное» Открытого акционерного общества «Чамаст» Министерства промышленности и новых технологий Республики Таджикистан. Применение закладки твердеющей смесью дало возможность внедрить более производительные системы разработки.

Директор ОАО «Чамаст»

У.Х.Иззатуллоев



Главный геолог ОАО «Чамаст»

Н.Н.Журавлев



ВАЗОРАТИ СANOAT VA TEXHOЛOГИЯHOИ HABI
ҶУМҲУРИИ ТОҶИКИСТОН
ҶАМЪИЯТИ САҲОМИИ КУШОДАИ
«ҶАМАСТ»

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 119

от « 14 » 04 2023г.

г. Душанбе

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
 ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Результаты диссертационной работы Барнова Николая Георгиевича на тему :
 «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров
 геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях
 высокогорья» на соискание ученой степени доктора технических наук по специальностям
 2.8.3. – «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика,
 маркшейдерское дело и геометрия недр» и 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины» по
 применению закладки твердеющей смеси, приготовленной на основе гранулированных
 доменных шлаков и пирротиновых шлаков с упрочняющими добавками, реализованы в
 Открытом акционерном обществе «Чамаст» Министерства промышленности и новых
 технологий Республики Таджикистан. Получено, что использование данной закладки
 привело к уменьшению потерь и разубоживания и эффективно применяется на
 месторождении «Кухи-Лаъл».



Директор ОАО «Чамаст»

Главный геолог ОАО «Чамаст»

У.Х.Иззатуллоев

Н.Н.Журавлев



**BAZORATI SANOAT VA TEXNOLOGIYAHOI NAVI
CHUMHURI TOCHIKISTON
CHAMBIYATI SAHOMII KUShODAI
«ЧАМАСТ»**

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 1/2

от « 7 » 09 2023г.

г.Душанбе

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Изложенный в диссертации Н.Г. Барнова «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» на соискание ученой степени доктора технических наук по специальностям 2.8.3. – «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр» и 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины» реализованы на предприятии ОАО «Чамаст». Порядок проведения комплексной горно-геологической оценки месторождений корундов, базирующийся на их генетической типизации и классификации, позволяющий определить целесообразность дальнейшего освоения этих месторождений, принят к использованию на месторождениях «Снежное», «Джагделак» и «Хунза».



У.Х.Иззатуллоев

Н.Н.Журавлев



**ВАЗОРАТИ САНОАТ ВА ТЕХНОЛОГИЯҲОИ НАВИ
ҶУМҲУРИИ ТОҶИКИСТОН
ҶАМЪИЯТИ САҲОМИИ КУШОДАИ
«ҶАМАСТ»**

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 1123

от « 7 » 09 2023г.

г. Душанбе

**ПРИЛОЖЕНИЕ
ДОКУМЕНТЫ О ВНЕДРЕНИИ РЕЗУЛЬТАТОВ
ДИССЕРТАЦИОННОГО ИССЛЕДОВАНИЯ**

О внедрении диссертационной работы Барнова Н.Г.

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Изложенный в диссертации Н.Г. Барнова «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» порядок проведения комплексной горно-геологической оценки месторождений корундов, базирующийся на их генетической типизации и классификации, позволяющий определить целесообразность дальнейшего освоения этих месторождений, принят к использованию на предприятии ОАО «Чамаст» на месторождениях «Снежное», «Джагделака» и «Хунза».



У.Х.Иззатуллоев

Н.Н.Журавлев



**ВАЗОРАТИ САНОАТ ВА ТЕХНОЛОГИЯҲОИ НАВИ
ҶУМҲУРИИ ТОҶИКИСТОН
ҶАМЪИЯТИ САҲОМИИ КУШОДАИ
«ҶАМАСТ»**

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 1/24

от « 7 » 09 2023г.

г.Душанбе

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Представленный в диссертации Барнова Николая Георгиевича: «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» на соискание ученой степени доктора технических наук по специальностям 2.8.3. – «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр» и 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины» реализованы на предприятии ОАО «Чамаст». Перечень типоморфных минералов как индикаторов генетической, региональной и объективной принадлежности конкретных рубинов и сапфиров применяется в диагностике драгоценных камней на месторождениях «Снежное», «Джагделак» и «Хунза».



Главный геолог

У.Х.Иззатуллоев

Н.Н.Журавлев



**ВАЗОРАТИ САНОАТ ВА ТЕХНОЛОГИЯҲОИ НАВИ
ҶУМҲУРИИ ТОҶИКИСТОН
ҶАМЪИЯТИ САҲОМИИ КУШОДАИ
«ҶАМАСТ»**

734055, ш. Душанбе, кўчаи Борбад, 52/1, тел: 239-05-02

№ 1/25

от « 7 » 09 2023г.

г.Душанбе

**ПРИЛОЖЕНИЕ
ДОКУМЕНТЫ О ВНЕДРЕНИИ РЕЗУЛЬТАТОВ
ДИССЕРТАЦИОННОГО ИССЛЕДОВАНИЯ**

О внедрении диссертационной работы Барнова Н.Г.

Справка

о внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Представленный в диссертации соискателем Барновым Н.Г. «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» перечень типоморфных минералов как индикаторов генетической, региональной и объективной принадлежности конкретных рубинов и сапфиров применяется в диагностике драгоценных камней на месторождениях «Снежное», «Джагделак» и «Хунза».



Директор

Главный геолог

У.Х.Иззатуллоев

Н.Н.Журавлев

ОБЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ
«Ломбард Золотая выюга»

121351, г. Москва, ул. Молодогвардейская, д.57, стр.10, этаж 2, ком.295

ОГРН 1157746506807

№ 31 от 08.09.2023 г.

Справка

О внедрении результатов диссертационного исследования соискателя
ученой степени доктора технических наук Барнова Николая Георгиевича

Представленный в диссертации Барнова Николая Георгиевича : «Горно-геологическая оценка, анализ типоморфных минералов и разработка параметров геотехнологии освоения коренных месторождений корунда в сложных условиях высокогорья» на соискание ученой степени доктора технических наук по специальностям 2.8.3. – «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр» и 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины» используются в компании ООО «Ломбард Золотая выюга». Перечень типоморфных минералов как индикаторов генетической, региональной и объективной принадлежности конкретных рубинов и сапфиров применяется в диагностике драгоценных камней при обучении сотрудников в компании ООО «Ломбард Золотая выюга»

И.О. Генерального директора

/Аверьянова Н.А./

Геммолог отдела по оценке ювелирных изделий

/Зайнутдинова С.А./

