



ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
ФЕДЕРАЛЬНОГО ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОГО ЦЕНТРА
«КОЛЬСКИЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»



**НАУЧНЫЕ И ПРАКТИЧЕСКИЕ
АСПЕКТЫ ПРИМЕНЕНИЯ
ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ
В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР
«КОЛЬСКИЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»

ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**НАУЧНЫЕ И ПРАКТИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ
ПРИМЕНЕНИЯ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ
В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**



Издательство Кольского научного центра
2019

DOI: 10.37614/KSC.978.5.91137.411.2

УДК 622.2:004.9

ББК 33

НЗ

Печатается по решению Редакционного совета по книжным изданиям ФИЦ КНЦ РАН

Научный редактор — доктор технических наук С. В. Лукичев

Рецензенты:

кандидат технических наук К. В. Морозов,

кандидат технических наук П. В. Амосов

Коллектив авторов:

С. В. Лукичев (введение, заключение, главы 1, 2, разделы 3.8, 3.14), О. В. Наговицын (введение, главы 1, 2, разделы 3.5, 3.7), А. Л. Билин (разделы 3.2, 3.3, 3.5, подразделы 4.1.2, 4.1.4, 4.2.2), О. В. Белгородцев (разделы 3.9–3.11, 3.13, 4.1, подраздел 4.2.2), В. В. Рыбин (раздел 2.8), Е. В. Громов (разделы 3.10, 3.12, подразделы 4.1.1–4.1.5, 4.2.2), А. Н. Любин (подраздел 4.2.1), А. В. Корниенко (разделы 2.9, 3.5, 3.8, 3.14), К. П. Гурин (раздел 3.14), Г. О. Наговицын (разделы 3.2–3.4, 3.6, подразделы 4.1.4, 4.2.2), В. В. Лаптев (разделы 3.9, 3.13), Д. А. Торопов (раздел 3.1, подразделы 4.1.2, 4.1.4, 4.2.2)

НЗ Научные и практические аспекты применения цифровых технологий в горной промышленности : монография / коллектив авторов ; под науч. ред. С. В. Лукичева. — Апатиты: Издательство ФИЦ КНЦ РАН, 2019. — 192 с.: ил.

ISBN 978-5-91137-411-2

Рассматриваются вопросы использования цифровых технологий в горнодобывающей промышленности. Особое внимание уделено созданию и практическому применению горно-геологической информационной системы MINEFRAME в решении задач горной технологии. Приведены реализованные в MINEFRAME методы оценки технологических и геомеханических характеристик месторождений минерального сырья на основе блочно-модельного представления свойств массива горных пород, а также методы обоснования параметров открытой, подземной и комбинированной геотехнологии на основе компьютерного моделирования её объектов и процессов. Даны примеры использования геоинформационных технологий при оценке целесообразности освоения месторождений твердых полезных ископаемых.

Книга адресована специалистам, работающим в области разработки программного обеспечения для решения задач горной технологии, работникам горнодобывающих предприятий, проектных и исследовательских институтов, преподавателям и студентам вузов и факультетов горного и геологического профилей.

УДК 622.2:004.9

ББК 33

Научное издание
Редактор Е. Н. Еремеева
Технический редактор В. Ю. Жиганов

Подписано в печать 27.09.2019. Формат бумаги 70×108 1/16.
Усл. печ. л. 16.8. Заказ № 9. Тираж 500 экз.

ISBN 978-5-91137-411-2

© Коллектив авторов, 2019
© Горный институт ФИЦ КНЦ РАН, 2019
© ФИЦ «Кольский научный центр
Российской академии наук», 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
СПИСОК ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ.....	5
ВВЕДЕНИЕ.....	7
1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ИНФОРМАЦИОННАЯ СИСТЕМА — ВАЖНЫЙ ЭЛЕМЕНТ ЦИФРОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ.....	11
1.1. Развитие горно-геологических информационных систем и «Индустрия 4.0»	11
1.2. Архитектура и состав горно-геологической информационной системы MINEFRAME.....	21
1.3. Особенности реализации горно-геологической информационной системы MINEFRAME.....	25
1.4. Функции графического редактора GEOTECH-3D.....	28
1.5. Редактор базы данных геологического опробования GEOTOOLS.....	36
1.6. Редактор базы данных горнотранспортного оборудования MINEGEAR.....	39
1.7. Управление базами данных и сетевой многопользовательский режим работы.....	40
2. РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ, ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ЭКОНОМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ БЛОЧНОМОДЕЛЬНОГО ПРЕДСТАВЛЕНИЯ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	44
2.1. Развитие методов и алгоритмов формирования блочных моделей.....	44
2.2. Инструменты построения сортового плана.....	49
2.3. Расчет слоевых объемов с визуализацией объемов насыпи и выемки....	50
2.4. Использование методов блочного представления массива горных пород для моделирования скважинной отбойки.....	53
2.5. Использование блочных моделей для технико-экономических расчётов.....	55
2.6. Применение блочномоделного представления для визуализации результатов расчета напряженно-деформированного состояния.....	59
2.7. Применение блочномоделного представления для районирования массива шахтных и карьерных полей по параметрам геотехнологии...	61
2.8. Развитие блочномоделного представления геомеханических свойств массива горных пород с использованием усовершенствованных рейтинговых оценок.....	64
2.9. Разработка программных и методических средств оценки устойчивости борта карьера на основе моделирования блочной структуры массива ...	69
2.10. Анализ горно-геологических условий залегания рудных тел.....	74
3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТКРЫТОЙ, ПОДЗЕМНОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ НА ОСНОВЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ЕЕ ОБЪЕКТОВ И ПРОЦЕССОВ.....	77
3.1. Алгоритмы и программные средства автоматизированного поиска рациональных границ карьера. Развитие методических подходов для определения экономически и технологически обоснованных конечных и этапных границ карьера.....	77
3.2. Автоматизация расчёта транспортных затрат для решения задач вскрытия и отработки месторождения открытым способом.....	87
3.3. Развитие методических подходов к долгосрочному и среднесрочному планированию открытых горных работ.....	91
3.4. Разработка методических и программных средств оптимизации краткосрочного планирования открытых горных работ.....	96

3.5. Алгоритмы и программные средства автоматизированного определения уровня потерь и разубоживания на открытых горных работах.....	101
3.6. Определение оптимального положения внутрикарьерных рудоспусков..	106
3.7. Методы обоснования и программные средства автоматизированного проектирования рациональных конструкций нагорных и равнинных отвалов.....	109
3.8. Алгоритмы и программные средства автоматизированного проектирования массовых взрывов.....	115
3.9. Алгоритмы и программные средства автоматизированного проектирования конструктивных границ отбойки при подземной отработке запасов на примере систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	120
3.10. Методические и программные средства укрупненного технико-экономического сравнения вариантов вскрытия и отработки подземных запасов.....	125
3.11. Алгоритмы и программные средства формирования технологических комплексов на основе базы данных технологического оборудования...	131
3.12. Методические и программные средства построения моделей подземных горных выработок в зависимости от горно-технических условий и технологических комплексов.....	133
3.13. Методические подходы, алгоритмы и программные средства планирования очистных работ.....	134
3.14. Программные средства автоматизированного проектирования подземной скважинной отбойки.....	136
4. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНЫХ СРЕДСТВ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ MINEFRAME.....	141
4.1. Месторождения Хибинского массива.....	141
4.1.1. Кукисвумчорское и Юкспорское месторождения.....	142
4.1.2. Месторождение «Олений ручей».....	153
4.1.3. Месторождение «Суолуайв».....	161
4.1.4. Месторождение «Партомчорр».....	164
4.1.5. Месторождение «Эвеслогчорр».....	168
4.1.6. Складирование вскрышных пород в выработанном пространстве карьера «Центральный» Восточного рудника.....	170
4.2. Месторождения Ловозерского массива.....	172
4.2.1. Участок «Кедыквырпахк».....	172
4.2.2. Месторождение эвдиалитовых руд «Аллуайв».....	176
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	184
ЛИТЕРАТУРА.....	185

СПИСОК ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ

ОГТ — объект горной технологии
ПИ — полезное ископаемое
ГГИС — горно-геологическая информационная система
ПП — программный продукт
ТЭО — технико-экономическая оценка
ГП — горные породы
ГИС — географическая информационная система
МПИ — месторождение полезных ископаемых
ПО — программное обеспечение
САПР — система автоматизированного проектирования
ЭВМ — электронно-вычислительные машины
ГМ — геологическая модель
3D — трехмерный
ГГУ — горно-геологические условия
БД — базы данных
ВЕ — выемочная единица
БМ — блочная модель
РТ — рудное тело
РАН — Российская академия наук
ГО — геологическое опробование
НДС — напряженно-деформированное состояние
СУБД — система управления базами данных
ЛВС — локальная вычислительная сеть
КМ — концептуальная модель
ГСМ — горюче-смазочные материалы
ЭБ — элементарный блок
ПК — полезный компонент
БВР — буровзрывные работы
ГТО — горнотранспортное оборудование
ППР — планово-предупредительные работы
ЭММ — экономическая модель месторождения
ТП — товарная продукция
ООО — общество с ограниченной ответственностью
ГОК — горно-обогатительная компания
БАМР — бадделит-апатит-магнетитовые руды
АО — акционерное общество
ЗАО — закрытое акционерное общество
СЗФК — АО «Северо-западная Фосфорная Компания»
ЭБ — элементарный блок
ОФ — обогатительная фабрика
АС — автосамосвал
ПТК — подземный транспортный комплекс
МС — минеральное сырье
ТС — техногенное сырье
ТМ — техногенное месторождение
МВ — массовый взрыв

ВВ — взрывчатое вещество
СБ — связный блок
НБ — несвязный блок
MRO — Movable Reserves Optimiser
ОКОФ — общегосударственный классификатор основных фондов
ПБ — правила безопасности
АК — апатитовый концентрат
БЦ — блок-целик
ОГР — открытые горные работы
ПДМ — погрузочно-доставочная машина
ПГР — подземные горные работы
МКЦ — междукамерный целик
МЭЦ — междуэтажный целик
ППЦ — прикарьерный предохранительный целик
АНР — апатит-нефелиновые руды
МПР РФ — Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации
ГКД — грузовая канатная дорога

ВВЕДЕНИЕ

Характерной особенностью современного состояния горной отрасли в России и во всем мире является наличие определённых тенденций, оказывающих влияние как на развитие горной технологии, так и на методы её информационного обеспечения: 1) постоянное ухудшение горно-геологических условий разработки месторождений, что приводит к необходимости проведения детального анализа и принятия зачастую неординарных технологических решений при проектировании и планировании горных работ; 2) резкие колебания цен на рынках минерального сырья, влияющие на финансовые показатели работы горнодобывающих предприятий и вынуждающие принимать соответствующие технологические и организационные решения; 3) желание собственников предприятий получать достоверную и максимально полную информацию о финансовой и технологической составляющих проектов и планов горных работ в целом по предприятию и для локальных технологических решений; 4) быстрое развитие технических средств механизации и автоматизации технологических процессов при одновременном росте их стоимости, что требует более тщательного учета горно-технических особенностей использования горнотранспортного оборудования при планировании горных работ; 5) стремительный прогресс технических средств связи, автоматизированных методов получения информации о местоположении и состоянии ОГТ, компьютерных методов обработки данных, что позволяет повысить производительность труда и уменьшить долю ошибок, связанных с человеческим фактором.

Наличие этих факторов и тенденций приводит к пониманию, что общая эффективность освоения месторождений может быть повышена не только через совершенствование техники, технологии и организации производства, но и посредством внедрения цифровых технологий в практику оценки запасов месторождения, проектирования и планирования горных работ. При этом взаимосвязь основных проектных решений, задающих параметры систем разработки, определяющих схемы вскрытия, основные и вспомогательные технологические процессы и формирующих направления развития горных работ, диктует необходимость комплексного информационного обеспечения задач проектирования и планирования горных работ. Фактически необходимо говорить о единой информационной, алгоритмической и программной основе решения большинства технологических задач, возникающих при разработке твердых ПИ.

Сегодня такой подход возможен благодаря применению горно-геологических информационных систем (ГГИС) с дополнением их функционала программными средствами решения узких специфических задач горной технологии. Поэтому идейной составляющей данной книги является поиск способов решения технологических задач открытого и подземного способов разработки на основе единого подхода к моделированию ОГТ, единой методической, алгоритмической и программной среды решения задач проектирования и планирования горных работ.

Исторически развитие инструментов автоматизации проектирования и планирования открытых и подземных горных работ происходило неравномерно. Такие направления, как определение границ карьеров, построение

конструктивных элементов борта карьера и подземных выработок, проектирование массовых взрывов, реализованы в ряде ПП, но многие задачи в плане автоматизации и оптимизации либо остались нерешенными, либо до сих пор требуют переосмысления.

К таким задачам, формирующим требования к ПО для автоматизированного проектирования и планирования горных работ, относятся: 1) определение конечных и этапных границ карьера на основе учёта геомеханического состояния прибортового массива, возможности повышения устойчивости конструктивных элементов борта и динамики развития наземных и подземных транспортных схем; 2) оптимизация планирования открытых и подземных горных работ на основе моделирования объектов и процессов горной технологии; 3) оценка уровня потерь и разубоживания ПИ при ведении открытых и подземных горных работ различными системами разработки; 4) проектирование скважинной отбойки; 5) разработка конструкций и технологии формирования нагорных и равнинных отвалов с минимизацией связанных с этим затрат; 6) ТЭО вариантов технологических решений на основе моделирования инфраструктурных и технологических объектов.

Таким образом, программные средства и основанные на них методические подходы к выбору технологии разработки месторождений на основе моделирования объектов геотехнологии и автоматизированной ТЭО вариантов ее реализации представляют научный и практический интерес. В монографии приведены результаты работ Лаборатории теории комплексного освоения и сохранения недр Горного института Кольского научного центра РАН в период 2013–2018 гг. по четырём основным направлениям: 1) обоснование стратегии перехода с открытого на подземный способ добычи руды, которая может быть использована для определения главных параметров комбинированной геотехнологии; 2) совершенствование методов обоснования параметров комбинированной геотехнологии на основе компьютерного моделирования её объектов и процессов; 3) разработка методологии и создание геоинформационной системы для комплексного решения задач освоения и эксплуатации месторождений твердых ПИ; 4) развитие теории, совершенствование принципов и методов оптимизации параметров и режимов горных работ на рудных месторождениях.

В качестве основного методического подхода при решении задач по первому и второму направлениям использовалось блочное представление технологических свойств массива ГП и модельного представления ОГТ для формирования на их основе экономико-математических моделей вариантов комбинированной геотехнологии.

Реализованные по первому, второму и третьему направлениям программные средства и методические подходы по моделированию ОГТ создали необходимый задел для решения задач четвертого направления. Основной площадкой для проверки результатов работ стали месторождения и горные предприятия северо-западной части Российской Арктики. Полученные результаты в виде программных средств и методик являются шагом в направлении создания российской ГГИС, обеспечивающей комплексное решение задач горной технологии на основе моделирования её объектов и процессов.

В целом описанные разработки соответствуют стратегии развития России в плане создания цифровой экономики на современном этапе развития горного дела и информационных систем поддержки горного производства, которое

характеризуется прежде всего поиском прорывных решений. Все большее применение в технической сфере получают: облачные технологии вычислений, хранения и интеллектуальной обработки данных; методы работы с большими данными (*big data*), позволяющие анализировать потоки данных, генерируемые техническими средствами и производствами, определять корреляционные зависимости между процессами; технологии искусственного интеллекта (нейронные сети) для повышения эффективности использования оборудования и минимизации влияния неопределенности исходных данных, связанных в основном с недостаточным знанием природных условий (геологических, климатических, экологических) разработки ПИ.

На сегодняшний день известно достаточно много развитых ГГИС, представленных как зарубежными, так и российскими разработками. Кроме того, имеется множество программ, которые решают узкоспециализированные задачи: автоматизация проектирования массовых взрывов, решение маркшейдерских и геодезических задач, оптимизация параметров вентиляционных сетей, расчёт напряженно-деформированного состояния массива горных пород и т. д. В настоящее время многие ГГИС имеют похожую базовую функциональность: управление БД; интерактивная трехмерная графика; 3D-моделирование объектов горной технологии; средства автоматизации решения геологических, маркшейдерских и горно-технологических задач; формирование горной графической и технологической документации.

При этом практически все ГГИС основаны на проверенных временем подходах: на встроенном трехмерном моделировании объектов горной технологии, включающем работу с точками, контурами, каркасными триангуляционными моделями, и на блочном геологическом моделировании. Двумерное представление используется для вспомогательных работ по вводу исходных данных и для вывода графической информации в твердые копии. Многие ГГИС сохраняют данные в файловых структурах, так как традиционно САПР основаны на этом подходе.

В книге рассматриваются научные и практические аспекты применения цифровых технологий в горной промышленности на примере работ Горного института КНЦ РАН, ставших теоретической базой для создания ГГИС MINEFRAME, которая при использовании типовых для зарубежных ГГИС практик и методов моделирования обладает широким функционалом, разработанным по требованиям российских потребителей.

В настоящее время цифровизация горной промышленности стала насущной необходимостью, пришло понимание того, что цифровые технологии стали приносить реальные преимущества, увеличивать ценность горного бизнеса за счет более полного и наглядного представления данных о ресурсах (минеральных, трудовых) и оборудовании, обновляемых в режиме реального времени, за счет совершенствования практики принятия и реализации проектных и плановых решений. Тем не менее цифровизация пока ещё не является приоритетом для большинства горных компаний не только в России, но и в мире. Так, авторы отчета [1] отмечают, что многие компании сталкиваются с серьезными проблемами при претворении своих долгосрочных перспектив в цифровую реальность. Наблюдается явный диссонанс между потенциалом компьютерных технологий и их неудовлетворительной реализацией на горных предприятиях. Отмечается положительное влияние внедрения цифровых

технологий: 1) оптимизация оперативного планирования и управления: появляется возможность объединения геологических данных с данными об эксплуатации и техническом обслуживании оборудования в условиях реального времени для создания оптимальных планов работы; 2) повышение коэффициента готовности оборудования (переход на интеллектуальное прогнозирование сроков технического обслуживания и ремонта позволит снизить затраты на запчасти и рабочую силу, минимизировать простои); внедрение автоматизированных производственных процессов и роботизация; 3) повышение гибкости и чувствительности к изменениям рыночных факторов, таких как фрахтовые ставки и тенденции поведения потребителей, что оптимизирует планирование доставки руды для сокращения простоев транспорта.

Таким образом, внедрение цифровых технологий является актуальной задачей для повышения эффективности горного производства и производительности труда, улучшения безопасности горных работ в условиях, когда горнодобывающая промышленность является рискованным бизнесом, на состояние которого влияет множество факторов — от политических отношений между странами и новых технологических потребностей в минеральном сырье до глобальных климатических изменений и экологических угроз. Горная отрасль подвержена риску, когда сталкивается с возможными нарушениями привычной бизнес-модели. Так, спад цен на минеральное сырье приводит к тому, что многие компании вынуждены сокращать операционные расходы, а иногда и сворачивать производство. В связи с этим одной из основных задач для горных информационных технологий на современном этапе является минимизация рисков за счет принятия оптимальных проектных и плановых решений, основанных на прочном математическом фундаменте. Опыт применения информационных технологий в других отраслях промышленности, удачные примеры использования ГГИС на горном производстве, первые примеры внедрения автономной и роботизированной горной техники ясно показывают, что альтернативы цифровым технологиям для повышения эффективности и безопасности работы таких сложных промышленных комплексов, как горное предприятие, не существует.

1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ИНФОРМАЦИОННАЯ СИСТЕМА — ВАЖНЫЙ ЭЛЕМЕНТ ЦИФРОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ

1.1. Развитие горно-геологических информационных систем и «Индустрия 4.0»

История развития ГГИС насчитывает несколько десятилетий, от разработки отдельных алгоритмов и программных средств, решающих локальные задачи горного производства, до появления САПР отдельных отраслей и способов разработки, объединяющих геометрическое моделирование и аналитические подходы к оптимизации планирования и проектирования горных работ.

Компьютерные технологии в горном деле развивались вместе с информационными технологиями благодаря появлению новых поколений ЭВМ, алгоритмов обработки данных и решения оптимизационных задач, эволюции ПО для создания сложных информационных систем. Современное состояние характеризуется наличием разнообразного ПО — от небольших специализированных утилит до сложных систем, объединяющих в себе средства моделирования горно-геологических объектов, инструменты проектирования и планирования горных работ, геомеханического анализа, расчета и оптимизации параметров технологических процессов, а также многое другое. На функционал ГГИС влияют общие тенденции развития современного ПО, включая достижения в других отраслях промышленности. Одной из динамично развивающихся цифровых технологий в строительстве является информационное моделирование здания (сооружения) — *BIM (Building Information Modeling* или *Building Information Model*). Этот подход к информационному обеспечению процесса строительства, оснащения, эксплуатации и ремонта сооружений предполагает сбор и обработку всей архитектурно-конструкторской, технологической, экономической и иной информации со всеми её взаимосвязями, когда сооружение и все, что имеет к нему отношение, рассматриваются как единый объект, имеющий свой жизненный цикл [2]. Изменение любого из его параметров влечёт за собой автоматическое изменение остальных связанных с ним параметров и объектов, вплоть до чертежей, спецификаций и календарного графика работ.

Эта концепция, с одной стороны, частично реализована во всех развитых ГГИС в виде ГМ и определяемых на их основе моделей карьеров и подземных рудников с множеством атрибутивной информации и превалированием 3D-моделей над чертежами, но, с другой стороны, она не оформлена как методический подход для обеспечения жизненного цикла именно горного предприятия. Основная проблема заключается в том, что горная часть проекта решает такие сложные задачи, как выбор системы разработки и способа вскрытия, оптимизация границ карьеров и шахтных полей, определение производительности и ее развитие во времени, выбор структуры комплексной механизации и многое другое, что влияет на параметры горной технологии. Решение этих задач находится в сложной взаимосвязи друг с другом, и изменение параметров любой из них в большей или меньшей степени может повлиять на остальные. Таким образом, основная цель подобного подхода в горном деле будет заключаться в том, чтобы объект горных работ (карьер, подземный рудник)

проектировался как единое целое, а изменение параметров и вариантов проектных решений приводило к адекватному изменению остальных параметров.

Особое значение приобретают вопросы безопасности ведения горных работ в постоянно ухудшающихся горно-геологических условиях (ГГУ). Увеличение масштабов и производительности подземных и открытых горных работ, их углубление приводят к необходимости организации средств мониторинга состояния природно-технических систем. Отсюда следует, что технологии сбора мониторинговых данных (например, микросейсмические события), их обработки и визуализации должны быть интегрированы со средствами моделирования ОГТ, системами проектирования и планирования горных работ.

По оценкам авторитетных экспертов [3–5], в настоящее время экономически развитые страны находятся на первом этапе четвёртой промышленной революции, которая призвана сформировать новый технологический уклад, получивший название «Индустрия 4.0». Его характерным признаком является появление новых технологий и совершенствование существующих на основе широкого использования методов работы с цифровой информацией. Можно перечислить те из них, которые уже находят или в ближайшее время найдут применение в горной промышленности.

Большие данные. Уже сейчас специалисты горнодобывающих предприятий имеют дело с данными, генерируемыми автоматизированными средствами получения информации о состоянии горных выработок и насыпных сооружений, их геометрии и положении в пространстве. Лазерные сканеры, беспилотные летательные аппараты, космическое дистанционное зондирование Земли поставляют большой объем данных, что требует совершенствования методов цифровой обработки для выделения полезной, критически важной информации об изменении ситуации при ведении горных работ. В перспективе могут появиться технические средства автоматизированного сбора информации о качестве добываемого ПИ в процессе подготовки массива ГП к выемке, погрузке и транспортировании, что поможет преодолеть проблему недостатка знаний о закономерностях распределения ПИ в массиве и развале ГП. Современные горные машины в процессе работы генерируют данные о состоянии машины в целом и её отдельных узлов. Эта информация собирается, прежде всего, системами диспетчеризации, там же она трансформируется в информацию о производительности, необходимости проведения профилактических и ремонтных мероприятий. Наличие средств спутникового или иного способа определения местоположения машин и оборудования формируют массив информации о перемещении объектов в пространстве и времени, что создаёт основу для автоматизации управления горными работами.

Роботизированные комплексы. Активно развиваются отдельные элементы роботизации технологических процессов горного производства. Так, уже сейчас функционируют роботизированные карьерные самосвалы, буровые установки для подземных и открытых горных работ. Пока речь не идет о полной автономности этих машин, но прогресс в этом направлении ощутим и вклад в повышение эффективности добычи ПИ уже внесен. Важным преимуществом роботизированных машин и комплексов кроме повышения коэффициента использования оборудования и продления срока его эксплуатации является переход к малолюдным технологиям добычи и транспортирования ПИ. При этом

формирование цифрового (виртуального) образа пространства, где осуществляется работа автономного оборудования, является необходимым условием его эксплуатации.

Искусственный интеллект становится инструментом анализа больших данных и принятия на основе самообучающихся алгоритмов оптимальных решений в области технологии и безопасности горных работ. Он лежит в основе технологии глубокого обучения (*deep learning*). Примеры практического использования этой технологии — распознавание голоса, синтез речи, переводы с одного языка на другой и т. д. Основанные на глубоком обучении технологии интеллектуальных интерфейсов приведут к тому, что взаимодействие пользователей и ГГИС станет более персонифицированным и настроенным на конкретного специалиста. В совокупности с технологиями порождающего проектирования (*generative design*) появится возможность принимать решения на основе достаточно общего выражения проектного намерения пользователем с освобождением его от рутинных, нетворческих операций.

Облачное хранение и обработка данных. По мере развития компонентной базы, оптоволоконной и беспроводной связи, а также связанного с ними постоянного снижения стоимости хранения данных всё более привлекательным становится использование data-центров взамен создания на каждом предприятии своих хранилищ цифровых данных. Особенно актуально это для небольших предприятий, где не имеет смысла создавать специализированные информационные подразделения. Получат также распространение интернет-сервисы, нацеленные на решение специализированных задач, связанных с использованием высококвалифицированных специалистов или больших вычислительных мощностей (например, обработка данных геологической разведки и построения моделей запасов ПИ с использованием программных средств геостатистического анализа, календарное и годовое планирование, проектирование массовых взрывов и т. д.).

Виртуальная реальность позволяет придавать цифровым моделям вид реальных объектов и процессов горной технологии. Достигается это созданием детальных цифровых моделей, наложением на их каркасную поверхность текстуры, соответствующей реальным объектам, и имитационным моделированием работы горных машин и оборудования в режимах реального, ускоренного или замедленного времени. Современные средства получения точной пространственной информации о местоположении и геометрии объектов с использованием лазерного и радарного сканирования, космических и беспилотных летательных аппаратов позволяют значительно ускорить и упростить процедуру создания детальных цифровых моделей. Таким образом, появляется возможность: «проигрывать» варианты реализации планов ведения горных работ; визуализировать результаты комплексного мониторинга технологических и техногенных процессов, связанных с ведением горных работ; осуществлять процесс обучения персонала в условиях, максимально приближенных к их будущей работе.

Дополненная реальность позволяет при взгляде на реальный объект, как правило, с помощью специальных очков, дополнять его изображение графической или цифровой информацией из БД различного назначения. Это может быть информация о содержании ПИ в массиве или развале ГП, структуре поверхности откоса или выработки, характеристиках крепи, наличии внутри

массива пустот и выработок, удароопасности отдельных выработок и т. п. В результате человек, находясь на месте ведения горных работ, сможет видеть как реальную обстановку вокруг себя, так и совмещенное с ней модельное представление того, что скрыто от его взора. Реализация такой технологии поможет поднять на более высокий уровень информационное обеспечение персонала, что повысит эффективность и безопасность горных работ.

Промышленный интернет вещей представляет собой способ цифровой интеграции машин и оборудования, задействованных в технологических процессах разработки МПИ. Достигается это с помощью стандартных протоколов обмена данными как между отдельными единицами оборудования, так и между ними и центральной управляющей информационной системой. Таким образом, формируется информационное цифровое поле, содержащее данные в реальном времени о местоположении и параметрах объектов, что позволяет формировать автоматизированную (роботизированную) технологию добычи и транспортирования ПИ. Современное горное оборудование оснащается десятками датчиков, обеспечивающими контроль его состояния, и цифровыми устройствами, реализующими дистанционный и автоматизированный способ управления.

Таким образом, интеграция на основе ГГИС в едином цифровом пространстве горного предприятия перечисленных выше цифровых технологий позволит реализовывать цепочку от проектного намерения через технологии порождающего проектирования напрямую к выполнению проектного решения исполнительными механизмами (рис. 1.1).

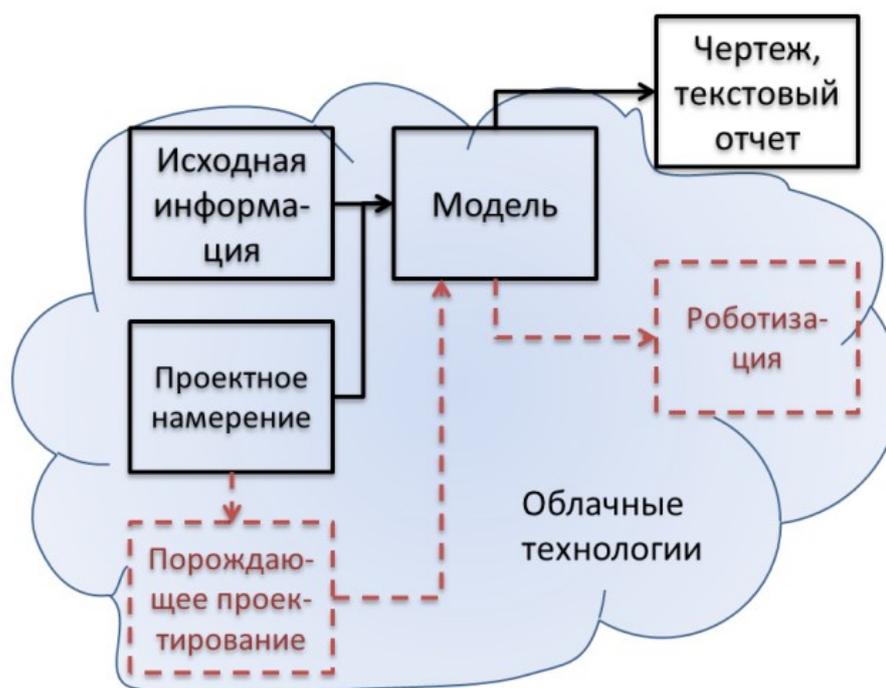


Рис. 1.1. Перспективные технологии, связанные с ГГИС

Цифровая модель горнодобывающего предприятия. Важнейший элемент цифровой технологии применительно к «Горной промышленности 4.0», являющейся частью «Индустрии 4.0», — информационная система, основное назначение которой формирование моделей ОГТ и предоставление инструментов для использования моделей при решении задач инженерного обеспечения горных работ. В силу специфики горного производства (отсутствие одинаковых месторождений и ГГУ ведения горных работ, постоянное изменение геометрии выработанного пространства, влияние на очерёдность отработки ВЕ экономических факторов и т. д.) для работы с соответствующими моделями используются, как правило, ГГИС. За последние сорок лет в мире создано достаточно ограниченное количество ПП этого класса [6], и это количество до сих пор не увеличилось из-за больших временных и трудовых затрат, необходимых для создания конкурентоспособного ПП. Несмотря на отличия в программной реализации алгоритмов, все ГГИС построены на работе с векторными, каркасными и блочными моделями (БМ), обеспечивающими решение задач горной технологии в области: 1) геологии (формирование БД и 3D-визуализация результатов геологической разведки месторождения; построение каркасных моделей рудных тел, пластов и геологических нарушений; построение БМ РТ и интерполяция результатов геологической разведки на основе геостатистической оценки месторождения; оконтуривание запасов месторождения, определение содержания ПИ в ВЕ; 2) маркшейдерии (формирование и работа с БД точек съёмочного обоснования; обеспечение реализации проектных решений, представленных 3D-моделями виртуальных объектов, в реальном пространстве ведения горных работ; формирование 3D-моделей на основе данных инструментальных замеров реальных объектов; 3) проектирования и планирования (проектирование выработок, объектов подземной и наземной инфраструктуры в режиме создания их 3D-моделей; календарное планирование горных работ на основе моделирования проходки выработок (развития карьерного пространства) и отработки ВЕ; оперативное планирование и управление горными работами на основе мониторинга и диспетчеризации горнотранспортного оборудования).

Таким образом, на сегодняшний день в рамках развития ГГИС разработана инструментальная основа для создания цифровых моделей ОГТ. Хуже обстоят дела с созданием моделей основных и вспомогательных технологических процессов, которые могут являться и инструментом оптимизации технологических решений, и виртуальной моделью работы реального оборудования. Объединение же в рамках одного виртуального пространства моделей объектов и процессов горной технологии позволит получить цифровую модель горнодобывающего предприятия, что является базовым условием перехода к четвёртому технологическому укладу. Следует также отметить, что наличие цифровой модели горнодобывающего предприятия открывает широкие возможности для автоматизации технологических процессов, повышения безопасности горных работ и перехода к малолюдным технологиям, что в конечном итоге приведёт к снижению затрат на добычу ПИ.

Опыт создания и функциональные возможности горно-геологической информационной системы MINEFRAME. В Горном институте Кольского научного центра РАН горно-геологическая информационная система, получившая название MINEFRAME, совершенствуется уже более двадцати лет. Работы по ее созданию начались в 1997 г., и сегодня MINEFRAME является одной из самых молодых ГГИС в мире. Разработка ведётся в основном сотрудниками института, наличие в котором широкого круга специалистов в области горной технологии и геоинформатики обеспечивает сбалансированное развитие основных направлений по автоматизации решения геологических, маркшейдерских и технологических задач. Тесный контакт с предприятиями, понимание специфики и реалий российской горной промышленности помогают развивать ГГИС MINEFRAME с учётом текущих и перспективных потребностей горняков.

Изначально ГГИС MINEFRAME задумывалась как информационная система комплексной автоматизации решения геологических, маркшейдерских и технологических задач. К моменту начала работы над ней на российском рынке уже появились как импортные, так и отечественные ПП [7, 8]. Анализ функционала и методов работы с моделями ОГТ упомянутых выше ГГИС позволил сформулировать основные требования к создаваемой ГГИС, которые во многом и определили её отличительные особенности: 1) модель объекта представляет собой единую структуру, хранящуюся в БД как единое целое (данный подход обеспечивает целостность моделей и упрощает работу с ними, особенно если необходимо оперировать сотнями и тысячами моделей); 2) модели объектов хранятся в реляционной БД, а форма хранения позволяет организовать многопользовательский режим работы в рамках одного или нескольких проектов; 3) для защиты моделей от несанкционированного изменения всем пользователям устанавливается уровень доступа к определённым группам моделей, а любые изменения автоматически фиксируются в электронном журнале, использование которого позволяет восстановить изменённые модели.

В состав ГГИС MINEFRAME входят четыре программы [9]: 1) многооконный графический редактор GEOTECH-3D, содержащий инструменты для работы с моделями ОГТ в 3D-виртуальном пространстве; 2) редактор геологической БД GEOTOOLS, обеспечивающий формирование БД геологического опробования (ГО) месторождения, формирование геологической колонки и выделение рудных интервалов; 3) программа управления БД GEOUSERS, содержащая список пользователей, имеющих доступ к данным с установленными ограничениями, а также инструменты восстановления изменённых моделей объектов; 4) программа-справочник БД технологического оборудования и расходных материалов MINEGEAR, в перспективе предназначенная для формирования моделей технологических комплексов.

Функционал и архитектура ГГИС MINEFRAME позволяют использовать её как в качестве индивидуальных рабочих мест геологов, маркшейдеров, технологов, так и в качестве геоинформационной системы горнодобывающего предприятия [10], обеспечивающей за счёт режима коллективного доступа к моделям ОГТ и развитых средств 3D-визуализации формирование единого виртуального пространства предприятия.

В результате адаптации ГГИС к потребностям и условиям работы различных горнодобывающих предприятий её функционал постоянно пополняется инструментами автоматизации решения новых задач. Среди них можно перечислить следующие.

1. Геомеханическое обеспечение подземных горных работ. При разработке месторождений, опасных по горным ударам, эффективность и безопасность горных работ во многом зависит от своевременного прогноза формирования зон концентрации напряжений, а следовательно, и от удароопасности участков массива. Такой прогноз позволяет еще на этапе проектирования оптимизировать конструктивные параметры систем разработки и порядок ведения горных работ, а на этапе планирования — предусмотреть мероприятия, снижающие риск динамического проявления НДС. Одним из эффективных методов прогноза полей напряжений является численное моделирование НДС массива ГП, применение которого совместно с инструментальными методами оценки НДС массива позволяет осуществлять геомеханически обоснованный выбор технологических решений. Для анализа результатов расчета НДС реализована возможность их отображения в трёхмерном пространстве и на разрезах как в виде векторного поля (рис. 1.2), так и в виде градиентной заливки по уровню действующих напряжений (деформаций). Для оценки влияния НДС массива на выработки были разработаны программные средства визуализации их состояния по критерию удароопасности в виде цветовой заливки каркаса модели в зависимости от уровня действующих напряжений, физико-механических свойств данного участка массива и ориентации выработки в поле напряжений (рис. 1.3). Технически это реализовано путём передачи данных из GEOTECH-3D в программу расчёта НДС массива. Для расчёта НДС используется программа SIGMA GT [11] и метод последовательных приближений [12, 13], в основе которого переход от мелкомасштабной модели, захватывающей область пространства, в разы превышающую зону ведения горных работ, к крупномасштабной, обеспечивающей необходимую детализацию выработанного пространства. Результаты расчёта НДС передаются назад в GEOTECH-3D и визуализируются совместно с моделями горно-геологических объектов, микросейсмических событий и полей распределения их плотности и энергии.

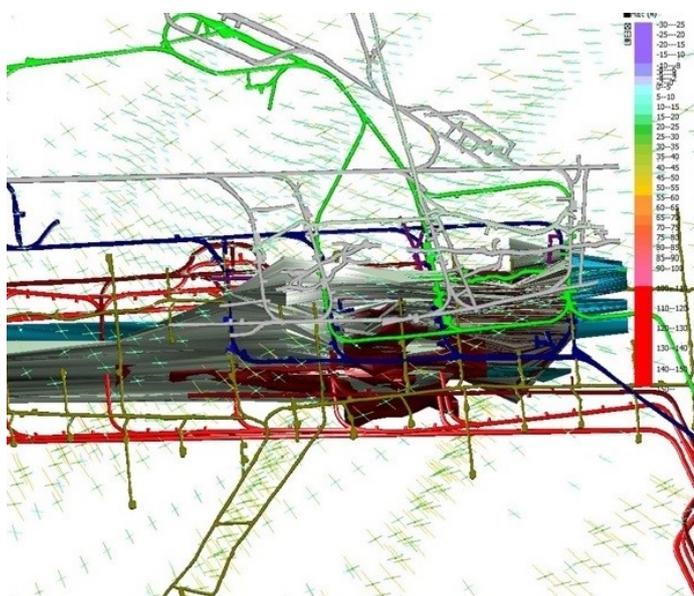


Рис. 1.2. Векторное представление поля напряжений

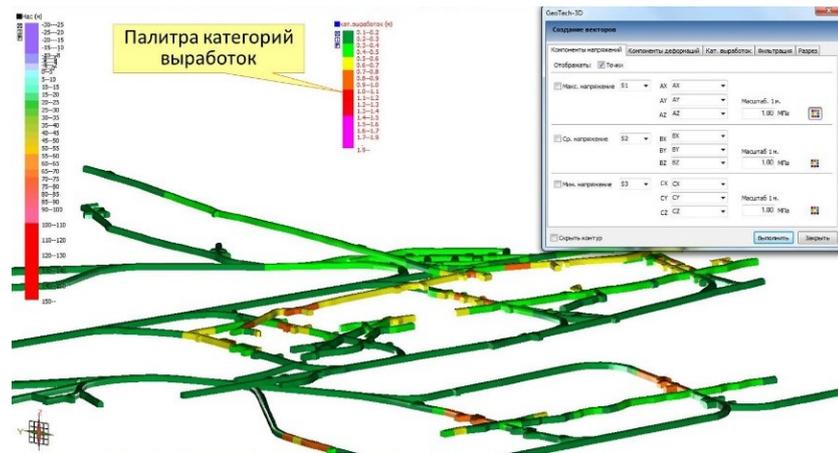


Рис. 1.3. Отображение категорий опасности горных выработок по горным ударам на основе моделирования НДС массива ГП

2. Автоматизированное планирование горнопроходческих работ. Инструменты планирования позволяют осуществлять автоматическую разбивку моделей выработок на участки проходки в определённый период времени с оценкой объёма извлекаемой горной массы, количества и качества руды. Результаты разбивки отображаются на календарном графике работ (рис. 1.4), что позволяет рациональным образом задать время реализации этапов (с учётом возможностей технологических комплексов), распределить оборудование и в режиме имитации просмотреть на моделях последовательность формирования запроектированных выработок. Варианты планов, как и варианты проектных решений, сохраняются в БД, что облегчает процедуры анализа и выбора наиболее эффективных сценариев развития горных работ [14, 15].

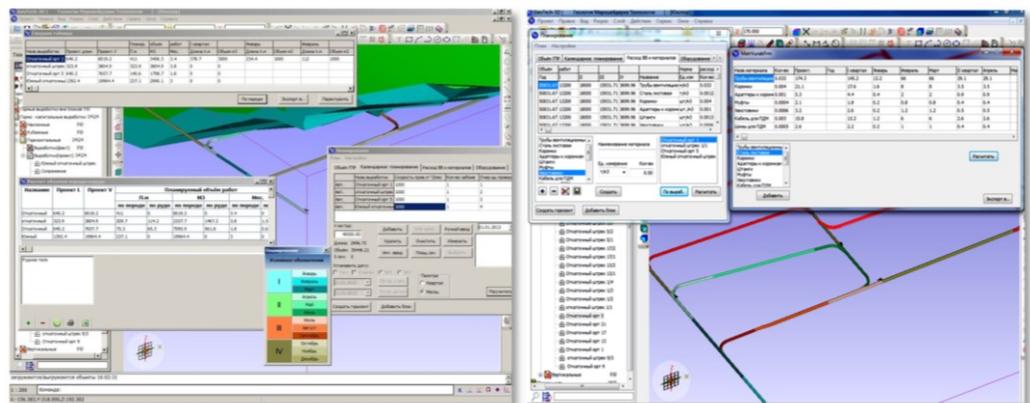


Рис. 1.4. Планирование проходки подземных горных выработок

3. Автоматизированное планирование закладочных работ [10] дает возможность оценить не только расход материалов, но и будущие контуры искусственного объекта с учётом геометрии заполняемого твердеющей закладкой

пространства (рис. 1.5). Результаты планирования и фактического исполнения сохраняются в виде 3D-моделей в БД и могут использоваться для принятия последующих технологических решений [10].

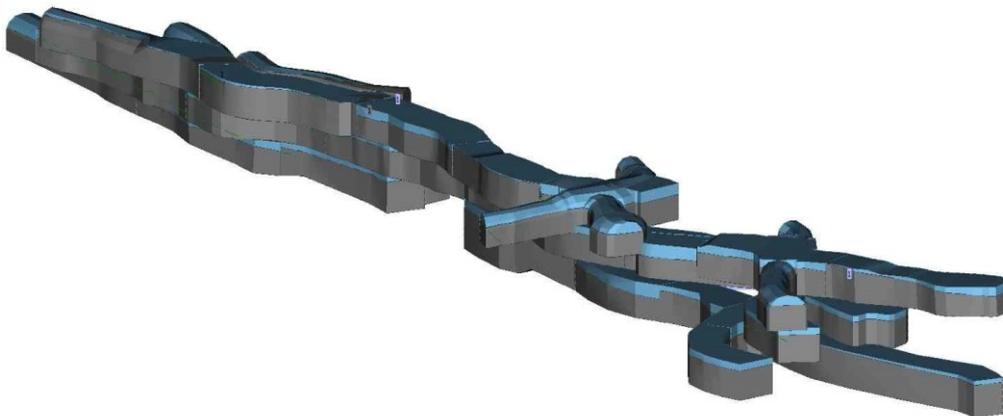


Рис. 1.5. Моделирование структуры закладочного массива

4. Оценка конструктивных потерь и разубоживания при проектировании открытых горных работ. Для решения этой трудоёмкой задачи разработаны инструменты автоматизированного расчёта потерь и разубоживания с учётом границ конечного контура карьера и направления его углубки (рис. 1.6). Автоматизация данной процедуры, основанная на анализе контактов рудных тел с пустой или слабоминерализованной ГП, позволяет повысить точность оценки и ускорить время выполнения работы (см. раздел 3.5).

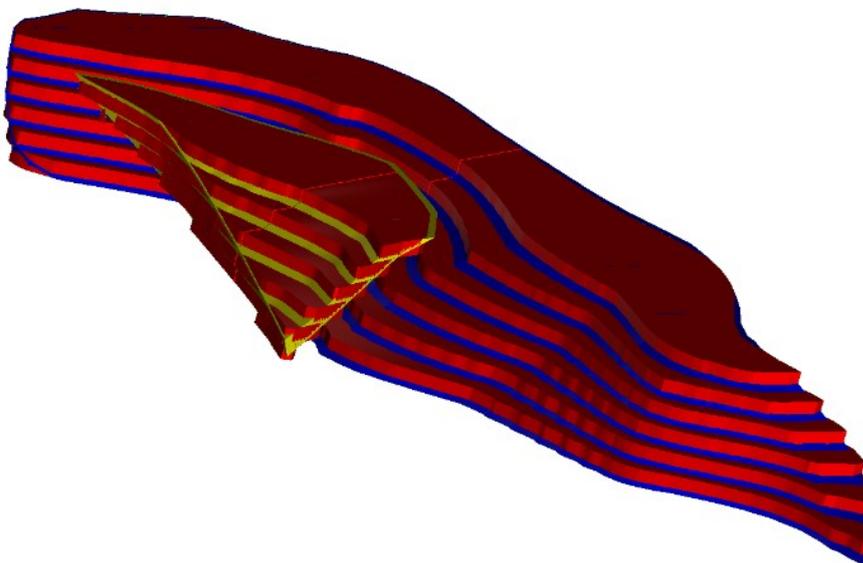


Рис. 1.6. Определение уровня потерь и разубоживания на открытых горных работах

5. Автоматизированное проектирование скважинной отбойки. Взрывная подготовка горной массы перед её выемкой является одним из самых сложных технологических процессов как с точки зрения проектирования, так и с точки зрения реализации. Для автоматизации процесса проектирования создано два набора инструментов, один из них предназначен для открытых горных работ, другой — для подземных. В основе программных средств автоматизации, реализованных в инструментах, лежит работа: 1) с моделями РТ (каркасными и блочными), включающими информацию о пространственном распределении типов ГП и содержании в них ПК; 2) с каркасными моделями карьера или подземных горных выработок, несущими информацию о геометрии исходной поверхности; 3) со средствами имитационного моделирования действия взрыва скважинных зарядов, а также со средствами визуализации его результатов.

Открытые горные работы. Для задания области размещения взрывных скважин формируется модель взрывного блока [16]. Если блок представлен типами ГП с отличающимися упруго-прочностными характеристиками, то он разбивается на области. Выбирается или формируется конструкция зарядов (включая выбор диаметра скважины) для скважин первого, второго ряда, контурных и отбойных. Для каждой конструкции, исходя из энергетических и геометрических характеристик заряда, а также упруго-прочностных характеристик ГП, рассчитываются параметры действия взрыва, на основе которых определяются рациональные расстояния между взрывными скважинами. С использованием инструментов автоматизированного размещения формируются модели взрывных скважин и схема их коммутации. Проверка проектного решения осуществляется в режиме имитационного моделирования короткозамедленного взрыва скважинных зарядов, где на основе расчётных величин напряжений от действия взрыва зарядов на одно замедление находится поверхность отрыва и рассчитывается начальный вектор вылета оторванных от массива фрагментов. Использование уравнений баллистики, учёт механизма обмена импульсами скорости при столкновении фрагментов, а также условий формирования их развала позволяют моделировать геометрию поверхности взрыва и траекторию перемещения фрагментов. Процесс моделирования массового взрыва записывается и при анализе может быть воспроизведён в режиме реального или замедленного времени. Отслеживание траектории перемещения фрагментов позволяет прогнозировать распределение ПИ в развале, что используется инструментами оперативного планирования добычи.

Подземные горные работы. Модели взрывных скважин формируются с учётом параметров буровых установок, геометрии выработок и поверхности выработанного пространства, на которое осуществляется отбойка. При формировании конструкции зарядов и расчёте параметров взрыва используются те же программные средства, что и для карьерных взрывов. При размещении моделей скважин автоматически учитывается наличие выработанного пространства по траектории скважины, что влияет на её длину и местоположение соседних скважин. Проверка проектного решения осуществляется в режиме имитационного моделирования короткозамедленного взрыва скважинных зарядов с использованием тех же программных средств, что и для карьерных взрывов. Результатом имитационного моделирования является поверхность отрыва, прогнозирование которой особенно важно для снижения разубоживания и потерь ПИ при разработке маломощных рудных месторождений. Наличие

границ отбойки, а также прогнозного распределения в объёме ВЕ качества и крупности раздробленной руды формирует исходные данные для моделирования и оптимизации режима выпуска руды.

Реализация проектных решений. Для подготовки проектной документации используются средства автоматизированного формирования графических и табличных материалов. В то же время наличие цифровых данных по пространственному местоположению каждой взрывной скважины позволяет передавать эти данные непосредственно в бортовой компьютер буровой установки, что обеспечивает безбумажный способ передачи технологического задания. Обратная передача в ГГИС данных о фактически пробуренных скважинах позволяет контролировать процесс бурения и соответствие факта проекту.

Управление горными работами. Оперативное управление горными работами осуществляется с помощью систем диспетчеризации горного и транспортного оборудования на основе постоянно обновляемой информации о геометрии рабочей зоны и параметрах работы оборудования. Наличие в ГГИС моделей ВЕ, в том числе распределения ПИ в развале ГП после взрыва, позволяет не только управлять расстановкой оборудования, но и осуществлять недельно-суточное планирование горных работ, которое используется диспетчерской системой для генерации заданий оперативного управления. Визуализация в реальном времени в едином виртуальном пространстве горнодобывающего предприятия всех моделей ОГТ, включая местоположение единиц горнотранспортного оборудования, позволяет адекватнее оценивать ситуацию и принимать более взвешенные технологические и организационные решения.

1.2. Архитектура и состав горно-геологической информационной системы MINEFRAME

По мере развития информационных технологий были выработаны принципы информационного обеспечения сложных технических систем, к которым в полной мере относится и горное производство. С учётом его специфики и согласно тенденциям развития информационных технологий «Индустрии 4.0» это: 1) создание максимально адекватной модели МПИ и её корректировка по мере получения новых геологических данных; 2) представление фактического положения, а также результатов проектирования и планирования горных работ в виде 3D-моделей технологических объектов; 3) реализация инструментов автоматизации работы специалистов на основе использования моделей ОГТ; 4) многопользовательский, контролируемый доступ к моделям ОГТ на основе СУБД.

Модель ОГТ — цифровое представление геометрических, технических и технологических свойств объектов горного производства, используемое для решения геологических, маркшейдерских и технологических задач. В этом плане модели ОГТ, к которым относится природная и техногенная среда, вовлечённые в процесс добычи ПИ, являются удобным средством хранения информации о форме и содержании составных элементов геотехнологии. При этом следует отметить, что существуют разные подходы к формированию цифровых моделей и разнообразные варианты реализации на их основе ГГИС [8].

Состав программных средств и моделей ГГИС напрямую связан с технологией разработки МПИ, которая представляет собой последовательность действий, направленных на извлечение запасов минерального сырья и изменение

естественного состояния массива ГП и окружающей среды. Любые действия, связанные с изучением месторождения и его разработкой, предполагают получение и обработку информации, на основе которой проектируются и планируются горные работы. Вся совокупность действий при подготовке и ведении горных работ на месторождении и связанное с ними информационное обеспечение схематично могут быть представлены в виде моделей объектов, меняющихся под воздействием моделей технологических процессов (рис. 1.7).

Эффективность отработки месторождения в значительной степени зависит от объема и качества исходных данных, используемых при проектировании, планировании и реализации горных работ. Поэтому одной из основных целей любой ГГИС, направленной на решение задач геотехнологии, является сбор и обработка данных об её объектах и процессах. Объем и направленность получаемой при обработке данных информации, степень ее систематизации, форма хранения, способы получения и доступность, а также методы представления и алгоритмы обработки в конечном счете определяют область применения, глубину и эффективность автоматизации.

В идеале ГГИС должна представлять собой цифровые модели реальных объектов и средства моделирования процессов, направленных на формирование этих объектов. В этом случае принимаемое технологическое решение, особенно в области проектирования и планирования горных работ, будет как минимум смоделировано, а в случае использования алгоритмов оптимизации будет получено лучшее по принятому критерию решение.



Рис. 1.7. Структурные связи системы информационного обеспечения горных работ

Горно-геологическая информационная система, позволяющая в полной мере моделировать и оптимизировать все процессы создания и изменения ОГТ, может обеспечивать комплексное решение задач, связанное с необходимостью создания сквозной технологии автоматизации инженерного обеспечения горных работ, отсутствие в которой хотя бы одного важного элемента приводит к снижению общей эффективности всей технологической цепочки. При всем многообразии ПП [6] сегодня реально не существует ГГИС, полностью реализующих комплексное решение задач горной технологии. Объясняется это сложностью и многообразием вариантов и схем отработки месторождений, различием горно-геологических, природно-климатических и экономических условий их эксплуатации, что сильно осложняет задачу создания программных средств, легко адаптируемых к широкому диапазону возможных вариантов моделирования. Наряду с перечнем объектов и процессов, подлежащих моделированию, существует еще одно требование, которому должна удовлетворять система, нацеленная на комплексное решение задач горной технологии. Это требование предполагает работу с 3D-моделями объектов в режиме коллективного доступа к удаленным БД в ЛВС предприятия или в глобальной сети (облачные технологии), что создает условия для адекватного моделирования горно-геологической обстановки и формирования единого информационного пространства горного предприятия.

Следует отметить, что на выбор концептуального подхода к формированию ныне известных зарубежных ГГИС [17–22] сильное влияние оказали три фактора: дата начала работ по созданию ГГИС (1980–1990 гг.), что, принимая во внимание быстрое развитие средств разработки программ, во многом предопределило структуру создаваемых систем, методы реализации их функционала и основные архитектурные решения, характерные для тех лет; прикладная нацеленность разработчиков ГГИС на решение определённого круга задач на первоначальном этапе создания системы (например, развитие инструментов моделирования геологической среды и оценки запасов и автоматизация решения задач разработки угольных месторождений); ориентация на использование существующих графических платформ, обеспечивающих работу с 3D-изображением в принятом для этой платформы формате данных (в качестве такой платформы наибольшей популярностью пользовались ГИС и САД-приложения [22]). Способы формирования геоинформационной среды определяются разнообразием ее составных элементов.

1. Сетевая инфраструктура. Существует сложившийся рынок программных и технических средств, обеспечивающих формирование сетевой инфраструктуры при относительно невысокой цене. При этом создаваемая сетевая инфраструктура используется не только с целью создания единого геоинформационного пространства предприятия, но и для обеспечения работы его кадровых, экономических, технических и других служб.

2. СУБД. Практически все существующие сегодня промышленные СУБД отвечают требованиям горных предприятий. Выбор СУБД зачастую определяется программными средствами, в которых реализована работа с определенным списком СУБД. Основными критическими требованиями к сетевой инфраструктуре и СУБД являются надежность, скорость обработки запросов и передачи данных.

3. Программные продукты, формирующие части ГГИС и созданные на их основе автоматизированные рабочие места геологов, маркшейдеров, технологов, специалистов вспомогательных и мониторинговых служб (например, вентиляции, управления транспортом, прогноза горных ударов). В настоящее время горным предприятиям и проектным организациям предлагается не менее десятка крупных программных комплексов и сотни специализированных программ, обеспечивающих решение практически всего спектра встречающихся в горной практике задач.

Система MINEFRAME [23, 24], по сравнению с другими известными на российском рынке ПП, является достаточно молодой, хотя её разработка стартовала в 1997 г. К этому времени в проектных организациях и на горнодобывающих предприятиях России стали массово появляться персональные компьютеры, а вместе с ними и зарубежные ГГИС. Поэтому перед созданием ГГИС MINEFRAME был сделан анализ уже существующих ПП, который позволил сформулировать ее целевую направленность — реализация алгоритмов комплексного решения геологических, маркшейдерских и технологических задач для подземного и открытого способов разработки месторождений твёрдых ПИ на основе учёта технологических и экономических особенностей функционирования российских горнодобывающих предприятий. Это, в свою очередь, привело к формированию концептуального подхода к созданию ГГИС, который включал в себя следующие положения: структура цифровой модели ОГТ должна быть универсальной и должна обеспечивать хранение в связанном виде всей информации о пространственных и семантических свойствах объекта; графическая платформа ГГИС должна обладать многооконным режимом, обеспечивающим одновременную работу и визуализацию объектов в разных видовых представлениях, проекциях и разрезах; функционал ГГИС должен иметь системные и рабочие инструменты, формирующие автоматизированные рабочие места, а структура ГГИС должна обеспечивать развитие функционала и реализацию его возможностей с минимальной модификацией ядра системы; способ хранения и обработки цифровых моделей в БД должен иметь многопользовательский режим работы и масштабирование ГГИС при обеспечении персонифицированного контролируемого доступа к БД; ГГИС должна обладать встроенными средствами формирования отчетной текстовой, табличной и горной графической документации, тесно интегрированными с моделирующей средой и моделируемыми объектами; вектор развития системы должен быть связан с созданием инструментов моделирования технологических процессов и с формированием на их основе экономико-математических моделей вариантов разработки МПИ; состав и функционал ГГИС должен обеспечивать формирование компьютерной технологии инженерного обеспечения горных работ применительно к условиям конкретного горнодобывающего предприятия.

Создаваемая ГГИС должна была удовлетворять основным требованиям специалистов горного профиля по функционалу в области геологического моделирования, решения маркшейдерских задач, проектирования и планирования горных работ, реализовывать естественную и простую для понимания и визуализации структуру данных, а также простые и интуитивно понятные пользовательские интерфейсы для геологического и горного 3D-моделирования, обеспечивать готовность структур представления данных к изменениям семантической информации и технических условий хранения

данных [25], а также высокую эффективность их обработки (скорость выполнения алгоритмов и потребляемая память).

Исходя из структуры, представленной на рис. 1.5, наиболее логичной с точки зрения построения ГГИС является последовательность, при которой сначала создаются средства моделирования геологических и технологических объектов, а затем алгоритмы и средства информационного обеспечения, моделирования и автоматизации технологических процессов. При создании ГГИС MINEFRAME была реализована именно такая последовательность [26, 27].

Разработка сложной программной системы, к которой можно отнести и ГГИС MINEFRAME, невозможна без формирования архитектуры, от логики построения которой во многом будут зависеть трудозатраты на разработку и качество ПП. Изменения в архитектуре сопряжены со значительными модификациями кода ПП, поэтому при создании ГГИС целесообразно использовать модульный принцип формирования её архитектуры. Необходимо сформировать набор функциональных блоков и выстроить необходимые логические связи между ними, что упростит и упорядочит дальнейшее совершенствование ГГИС. Таким образом, повысится надёжность ГГИС в целом, упростится поиск и устранение ошибок, так как в чёткой структуре легче выделить функциональный блок, в результате работы которого возникает ошибка, и устранить её. Также упростится наращивание функциональных возможностей ГГИС, так как будут определены правила и механизмы взаимодействия программных модулей, в соответствии с которыми и выполняется это наращивание. С определением интерфейсов взаимодействия модулей появится возможность оптимизации функционала конкретного модуля без необходимости изменения других частей ГГИС.

1.3. Особенности реализации горно-геологической информационной системы MINEFRAME

Горно-геологическая информационная система MINEFRAME создавалась [23, 28] и развивается в соответствии с модульным принципом, поэтому система разделена на несколько отдельных приложений, входящих в первый уровень иерархии КМ, которые применяются в определенных областях, используют БД и модели, имеют необходимый функционал для решения прикладных задач (рис. 1.8):

1) многофункциональный графический редактор GEOTECH-3D обеспечивает функционирование моделирующей среды, является графической платформой для решения горно-геологических задач (геологическое моделирование, проектирование и планирование горных работ, маркшейдерские расчеты, визуализация результатов, пополнение и редактирование моделей ОГТ);

2) редактор БД геологического опробования GEOTOOLS позволяет пополнять и редактировать данные ГО, выделять кондиционные и сортовые интервалы;

3) редактор БД технологических комплексов MINEGEAR обеспечивает пополнение и редактирование данных о горном оборудовании, расходных материалах и ГСМ, подбор оборудования и расходных материалов по технологическим параметрам, формирование технологических комплексов, используемых в процессе планирования горных работ;

4) программа обслуживания БД GEOUSERS используется для администрирования БД, архивирования, резервного копирования, восстановления, изменения структуры, назначения прав пользователей и контроля их действий.

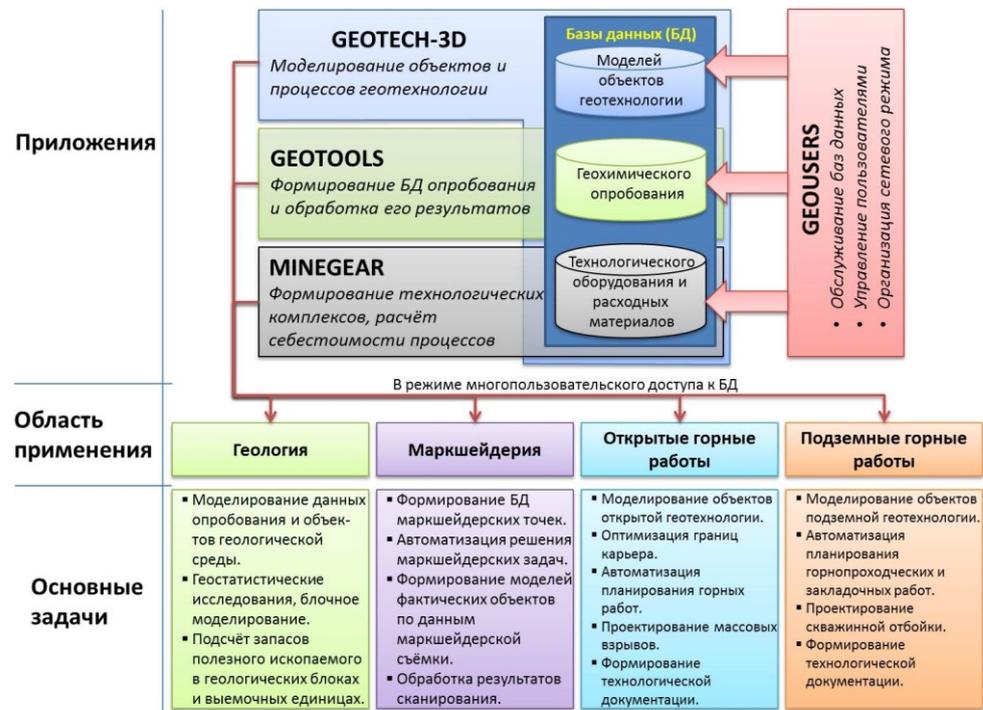


Рис. 1.8. Структура ГГИС MINEFRAME

Разделение ГГИС на несколько приложений выполнено с учётом того, что задачи, решаемые каждым из них, выполняются, как правило, различными специалистами и не пересекаются во времени. При этом графическая среда GEOTECH-3D предназначена для реализации алгоритмов решения геологических, маркшейдерских и технологических задач, что позволяет формировать единое цифровое пространство для специалистов разного профиля. В основе архитектуры GEOTECH-3D (рис. 1.9) лежат несколько функциональных блоков, решающих специализированный набор задач.

Ключевым элементом ГГИС являются классы объектов, с помощью которых осуществляется моделирование объектов горной технологии. Именно они содержат данные и методы, необходимые для моделирования выработок, карьеров, РТ, ВЕ, взрывных блоков, маркшейдерских точек, геологоразведочных скважин. Все классы объектов основаны на геоинформационном принципе — наличии геопространственной привязки.

Информация о предметной области представлена в виде моделей ОГТ. Для их хранения используется SQL-сервер и клиент-серверная технология, так как необходимо, чтобы результаты моделирования использовались совместно специалистами различных служб предприятия. БД может подключаться как

в локальном (находясь на клиентской машине), так и в сетевом (находясь на сервере) режимах. В любом из этих режимов СУБД обеспечивает целостность данных.



Рис. 1.9. Схема взаимодействия модулей графического редактора GEOTECH-3D

Модели ОГТ, как правило, создаются с помощью различных инструментальных средств ГГИС, ориентированных на создание моделей определённого типа и обеспечивающих векторное, триангуляционное и блочное моделирование геологической среды и технологических объектов. Решение геологических, маркшейдерских и технологических задач основано на использовании информации, содержащейся в модели ОГТ, для выполнения специализированных расчётов по определённым методикам и алгоритмам.

Модели ОГТ могут создаваться не только с помощью инструментальных средств GEOGECH-3D, но и при импорте данных из других источников цифровой информации. Для этих целей предусмотрен модуль импорта данных. Для обмена данными имеются средства экспорта, с помощью которых информация преобразуется в нужный формат и передаётся в среду, например, AutoCAD или Excel. Такой подход обеспечивает хранение всей информации ГГИС с помощью СУБД, а файлы используются только для обмена данными с другими приложениями.

Для отображения результатов моделирования разработана подсистема визуализации. Она включает в себя средства: визуализации моделей в 3D-пространстве с возможностью интерактивного управления отображением (поворот, перемещение, изменение масштаба сцены); отображения информации в 2D — на планах и разрезах; подготовки графической информации к печати

в стандарте горной графики. Визуализация моделей осуществляется с помощью технологий DirectX и Windows GDI.

Для перехода от моделей к графической документации в MINEFRAME имеется *классификатор*, с помощью которого в ГГИС вносятся правила о способах отображения в 3D и 2D линейных, точечных и площадных объектов в различных масштабах. Классификатор содержит редакторы (легенды, условных знаков, типов линий и штриховок, штампов и рамок), обеспечивающие формирование чертежей и сохранение информации о правилах отображения моделей ОГТ.

Для подготовки и вывода графической информации на различные устройства печати в MINEFRAME разработана подсистема печати, которая использует информацию из моделей ОГТ совместно с правилами их отображения, определяемыми классификатором. Для формирования готовых чертежей в требуемом виде с наименьшими трудозатратами подготовка горной графики выполняется с применением шаблонов, видовых экранов, штампов и других элементов оформления. Применение шаблонов, включающих в себя настройки расположения видовых экранов и отображаемой в них информации, использование набора штампов и дополнительных табличных данных позволяет автоматизировать процесс подготовки технологической документации.

Функционирование ГГИС связано с выполнением различных геометрических и алгебраических расчётов, для решения которых разработан математический модуль, который содержит набор функций для геометрических расчётов в декартовой и полярной системах координат, матричных преобразований и вычислений, а также алгоритмическую основу процедур триангуляции, построения БМ и множество других.

1.4. Функции графического редактора GEOTECH-3D

Многооконный графический редактор GEOTECH-3D предназначен для визуализации моделей ОГТ и решения на этой основе геологических, маркшейдерских и технологических задач. Он содержит инструментальные (программные) средства создания и открытия проекта; управления моделями объектов, включая их загрузку из БД и сохранения в ней; визуализации моделей объектов; создания и изменения моделей объектов; экспорта графической информации в стандарте горной графики; настройки редактора на решение задач горной технологии.

Основным инструментальным средством управления моделями является *инспектор объектов*, обеспечивающий реализацию следующих функций.

1. Формирование *дерева объектов* с помощью технологической структуры *менеджера объектов*. Разбиение всей моделируемой области месторождения на прямоугольные подобласти позволяет сформировать технологическую структуру проекта, где каждая подобласть является ее технологическим элементом. При этом каждая подобласть, в свою очередь, может включать в себя свои подобласти. Представление проекта в виде дерева технологической структуры предоставляет форму группового выбора моделей объектов, так как выбор элемента дерева приводит к формированию списка только из тех моделей, которые попали в область пространства, связанного с соответствующим элементом технологической структуры. Прямоугольная

область (как часть технологической структуры) может быть сформирована параметрическим способом или интерактивно, с помощью элементов графического интерфейса.

2. Изменение статуса моделей объектов. Дерево объектов имеет многоуровневую иерархию, состоящую из групп и входящих в группы моделей (рис. 1.10). Управление заключается в изменении состояния элементов дерева, связанных с группами или моделями объектов. При изменении состояния группы синхронно изменяются состояния элементов моделей, входящих в эту группу. Моделям можно задавать следующие состояния: «Не загружена» — модель не загружена из БД (означает, что объект попал в рабочую область, но данные по его модели не считаны из БД, а сама модель не создана); «Загружена» — модель загружена из БД и отображается в 3D-окне; «Невидимая» — модель загружена из БД, но отображается только в виде контура рассечения модели в окне разреза.

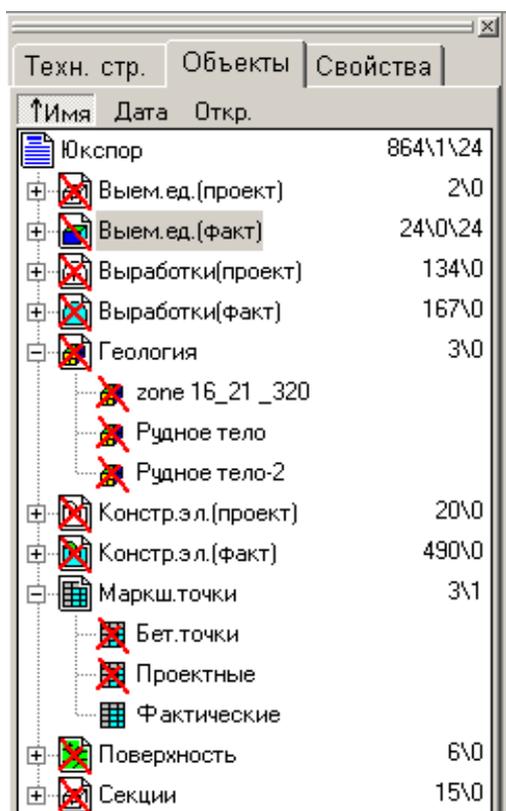


Рис. 1.10. Менеджер объектов

3. Перемещение моделей объектов из одной группы в другую, что позволяет менять структуру дерева объектов. Операции по перемещению используются также в том случае, когда необходимо изменить принадлежность объекта, например, переместить модель горной выработки из группы проектных в группу фактических объектов, что означает начало проходки выработки.

4. Экспорт и импорт моделей объектов необходим для обеспечения совместимости с разными версиями БД MINEFRAME и с другим ПО. Для этого

GEOTECH-3D содержит программные средства импорта моделей объектов из одной БД в другую. Инструментальные средства такого экспорта реализованы как специализированный инструмент и предполагают одновременное подключение к GEOTECH-3D как БД, в которую осуществляется импорт модели, так и БД, из которой совершается экспорт.

Для обмена моделями объектов территориально разделенных БД существуют средства экспорта и импорта, не требующие одновременного подключения двух БД. В этом случае формируется файл формата *.gtm, содержащий в упакованном виде всю информацию о модели объекта. Файл может быть передан другому пользователю по электронной почте или иным способом и добавлен в нужный проект. Так как координаты объекта имеют геодезическую привязку, отпадает проблема стыковки проектов, имеющих разное пространственное положение и размеры.

Для обмена цифровыми моделями с другим ПО, не входящим в состав MINEFRAME, используется экспорт и импорт файлов в стандарте *.dxf и некоторых форматах других ГГИС, что обеспечивает совместимость практически с любыми известными ПП данного класса.

Пространственное 3D-отображение моделей обеспечивает необходимый визуальный контроль над процессом создания и изменения объектов. Программные средства, реализованные в виде набора инструментов, позволяют производить с 3D-моделями объектов в рабочей области редактора GEOTECH-3D следующие манипуляции.

1. Поворот и наклон моделируемой области пространства. Вращение осуществляется вокруг центра сферы вращения, который интерактивно устанавливается пользователем.

2. Увеличение и уменьшение изображения, что имитирует приближение к объекту или удаление от него.

3. Создание разрезов моделей объектов. Основным видом разреза является разрез плоскостью. Он может быть получен несколькими способами: формированием разреза с ориентацией, ортогональной осям рудничной системы координат моделируемой области (с использованием интерактивных средств плоскость разреза может перемещаться в моделируемом пространстве); формированием разреза произвольной ориентации (разрез этого типа проходит через выбранную точку пространства, необходимый угол наклона и поворота плоскости разреза может быть задан интерактивно с помощью сферы вращения); формированием разреза по выбранному сечению модели (так как модель данного типа содержит список сечений с параметрами плоскостей, то выбор соответствующего сечения не требует дополнительных действий); формированием разреза по разведочным линиям (открытию разреза по разведочным линиям предшествует процесс их создания); разрез по двум или трем интерактивно заданным точкам, задающим плоскость в моделируемом пространстве.

Сформированные тем или иным способом разрезы могут быть отображены в отдельном окне рабочей области экрана. На разрез могут быть наложены рудничная и геодезические сетки, что облегчает процесс дальнейшей работы по редактированию моделей объектов и созданию горно-графической документации.

Некоторой модификацией построения горизонтальных разрезов является получение полного и поуступного планов. В первом случае в окне разреза отображаются все контуры векторных моделей поверхностей, включая карьер, а во втором случае — верхние и нижние бровки уступов карьера, приуроченные к выбранному уступу.

Другим видом разреза является разрез по профилю, представленному ломаной линией, т. е. набором участков плоскостей. Такой ломаной линией может быть линия, проходящая через устья разведочных скважин, точки оси дороги или выработки, любые другие точки моделируемого пространства. При открытии разреза по профилю может быть сформирована таблица расстояний, абсолютных и относительных высотных отметок, уклонов между точками профиля.

4. Создание страничных и видовых закладок — окон. Открытые окна могут произвольным образом располагаться в рабочей области экрана, в том числе частично или полностью перекрывая друг друга. Для повышения удобства работы в многооконном режиме предусмотрен механизм формирования страничных закладок, каждая из которых связана с соответствующим окном. Другой возможностью работы с отображением в границах окна является создание видовых закладок, представляющих собой сохраненный ракурс отображения моделируемой области пространства в конкретном окне.

5. Перемещение изображения в рабочей области окна.

6. Изменение размеров и местоположения видимой области моделируемого пространства. Операция может выполняться интерактивным или параметрическим способами. При изменении видимой области те модели объектов, которые выходят за ее границы, становятся невидимыми, что позволяет временно отключать ненужные в данный момент модели или их части. Работать с видимой областью можно в режиме отображения на моделях их разрезов по каркасной и блочной структурам. Последнее бывает полезно при анализе внутреннего строения моделей РТ, где поверхности видимой области выполняют роль плоскостей разрезов.

7. Задание режимов отображения для объектов. В зависимости от типа модели для нее можно устанавливать различные режимы и варианты отображения: 1) поверхности могут отображаться в виде векторных моделей, представленных контурами с наборами точек и отрезков, рядом с точками могут выводиться высотные отметки и любая другая текстовая информация, привязанная к ним; 2) поверхности могут отображаться в виде каркасных моделей, проволочных или твердотельных с различной степенью прозрачности; 3) тела могут отображаться как в виде векторных и каркасных, так и в виде блочных моделей, цвет ЭБ которых зависит от значения выбранного компонента или рассчитанной характеристики; 4) объекты геологической сети (скважины и пробы) отображаются в виде набора моделей проб, цвет которых зависит от значения текущего содержания или характеристики пробы (рис. 1.11); дополнительно к этому с помощью инспектора объектов может быть включен режим отображения рядом с устьем скважины ее названия и длины, а рядом с пробой — ее номера, длины, содержания всех компонент и значения всех характеристик; 5) объекты маркшейдерской сети отображаются в виде соответствующих значков, рядом с которыми может быть выведен номер маркшейдерской точки (рис. 1.12).

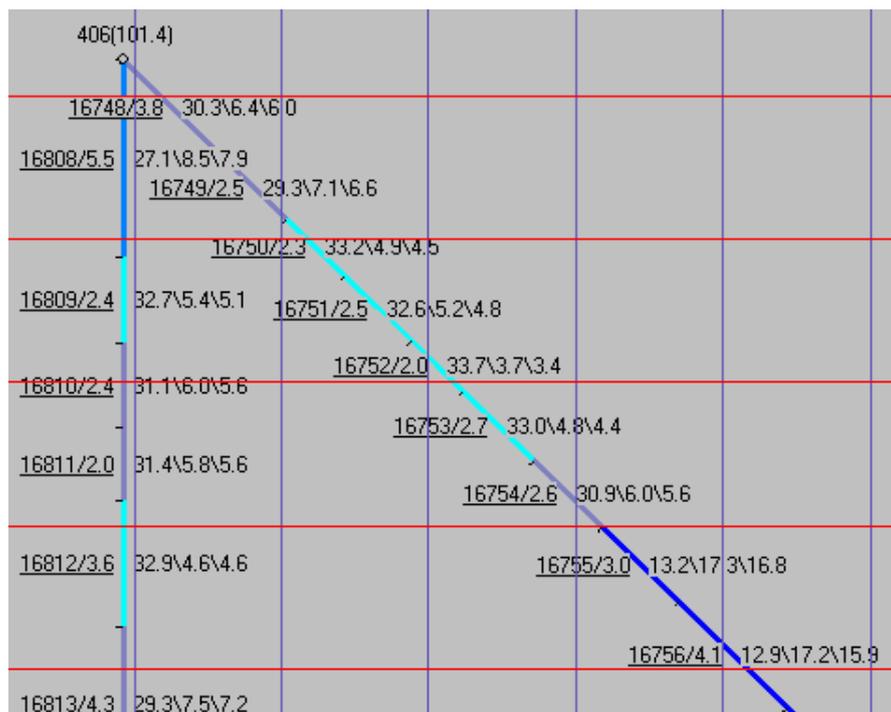


Рис. 1.11. Отображение проб на разрезе

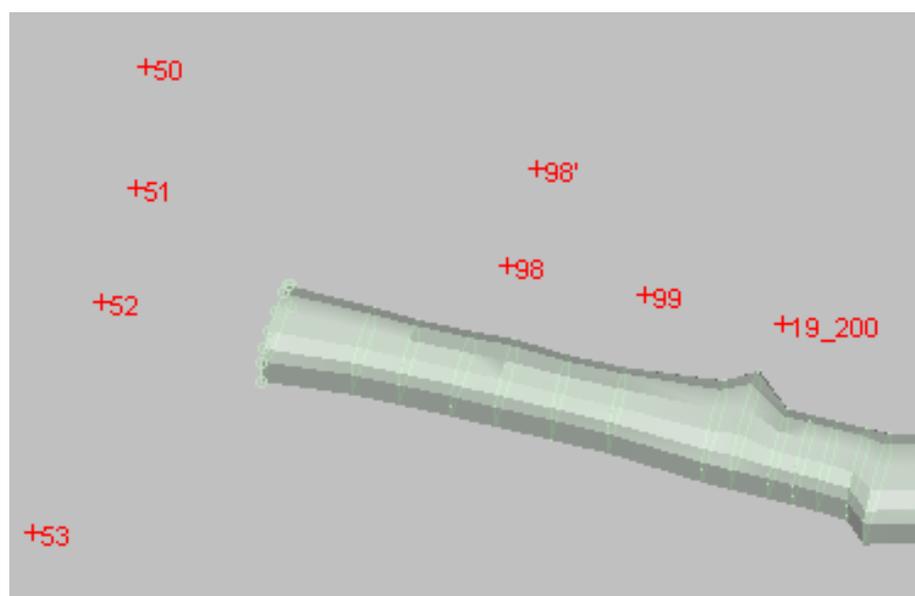


Рис. 1.12. Отображение маркшейдерских точек в 3D-моделируемом пространстве

Создание и изменение моделей объектов может осуществляться в интерактивном и параметрическом режимах. Любые действия по созданию и изменению объектов производят с активными моделями, которые от остальных

объектов отличаются цветом и формой точек. В состоянии активности модель автоматически переходит к векторной форме отображения составляющих ее контуров. Принимая во внимание, что некоторые операции редактирования могут осуществляться сразу над несколькими моделями, существует возможность перевода в активное состояние нескольких моделей одновременно.

При выборе модели объекта в статусной строке отображаются название модели и название текущего элемента. Если текущий элемент имеет каркасную модель, то выводится информация об ее объеме, а если модель является ВЕ, для которой рассчитаны показатели содержания ПК, то дополнительно выводятся их значения.

Для работы с ОГТ и их частями принят следующий подход, унифицирующий правила обращения с ними: все операции проводятся с выбранным объектом, им может быть сам ОГТ, его сечение, контур, точка (другой примитивный объект), а также их группы (рис. 1.13).

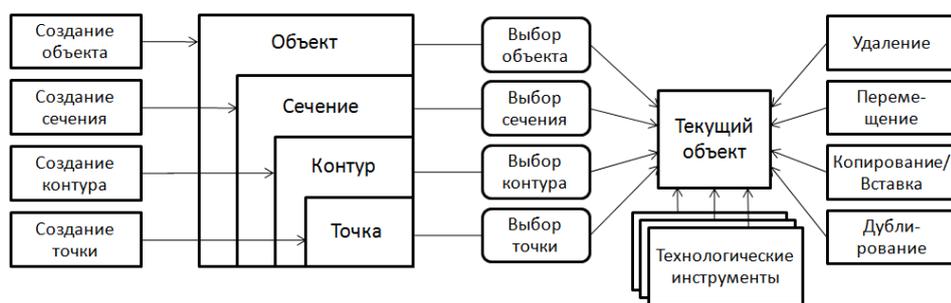


Рис. 1.13. Схема унификации операций с объектами

Работа с выбранным объектом происходит единообразно для операций удаления, перемещения, копирования и дублирования. Для работы с активными объектами GEOTECH-3D содержит набор инструментов, позволяющий создавать, редактировать и удалять модели объектов, а также сохранять и отменять изменения.

1. Создание модели объекта инициируется различными инструментами. При этом в зависимости от используемого инструмента модель обладает начальными свойствами, соответствующими выбранному инструменту (рис. 1.14, а). Так, при формировании модели РТ по умолчанию предлагается задать горизонтальную ось, на которой будут располагаться сечения с контурами тела, а саму модель поместить в геологическую группу. При использовании инструмента для создания ВЕ по умолчанию предлагается задать вертикальную ось, а модель поместить в группу ВЕ и т. п. Предложенные по умолчанию свойства могут быть изменены с помощью *инспектора объектов*. К таким свойствам относятся: название модели и текущего элемента, цвет текущего элемента, принадлежность модели к соответствующей группе, ориентация и тип оси (для подземных горных выработок ось является ломаной линией), способ отображения (векторная, каркасная, блочная), вид отображения (прозрачная, непрозрачная), габаритные размеры. Также можно редактировать список элементов модели (рис. 1.14, б), добавляя или удаляя из него отдельные элементы, менять цвет элементов и связанных с ними контуров и каркасных моделей.

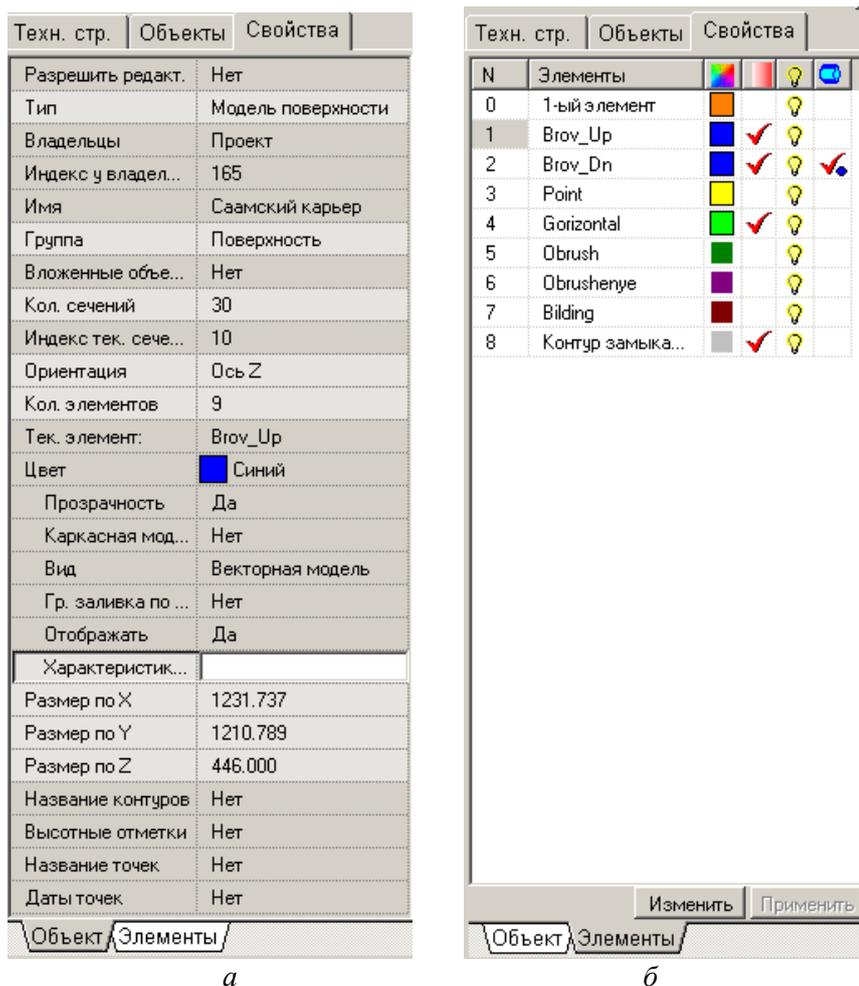


Рис. 1.14. Свойства модели объекта. Пояснения в тексте

2. Выполнение редактирования для моделей типа «Технологический объект» и «Маркшейдерская сеть» различно. В первом случае редактирование заключается в изменении свойств модели объекта, его формы и местоположения в пространстве. Для изменения свойств объекта используется инспектор объектов (рис. 1.14, б), с помощью которого осуществляется доступ к свойствам модели. Для изменения формы объекта, состоящего из точек контуров (соединенных или не соединенных между собой отрезками), используется набор инструментов, обеспечивающий: создание, удаление, перемещение и копирование сечений, контуров, точек, отрезков; замыкание, размыкание контуров; разбиение контуров на части и их объединение; применение процедуры сплайна ко всему контуру или к его частям; назначение способов отображения контуров и элементов с помощью объектов классификатора (тип и цвет линий, штриховка, заливка).

Средствами инспектора объектов может быть получен доступ к спискам сечений, контуров и таблицам координат их точек. Если точки содержат информационные поля, то обеспечивается доступ к их значениям. Инспектор

содержит средства экспорта и импорта координат точек в электронную таблицу MS Excel и из нее, что существенно упрощает процедуры обмена данными с внешними ПП.

Редактирование модели маркшейдерского обоснования осуществляется с помощью специализированного редактора маркшейдерских точек (рис. 1.15), позволяющего: 1) создавать и удалять модели маркшейдерских сетей (каждая такая сеть представляет собой набор моделей маркшейдерских точек, возможность создания необходимого числа моделей маркшейдерской сети позволяет сгруппировать точки по определенному признаку, что облегчает работу по ведению БД (каталога) маркшейдерских точек); 2) добавлять и удалять маркшейдерские точки (создаются модели маркшейдерских точек и добавляются в текущую модель маркшейдерского обоснования). Создание модели маркшейдерской точки связано с заданием её координат и заполнением её свойств. Координаты точек могут вводиться непосредственно в редакторе, вычисляться с использованием местоположения курсора и РП, загружаться из внешних файлов.

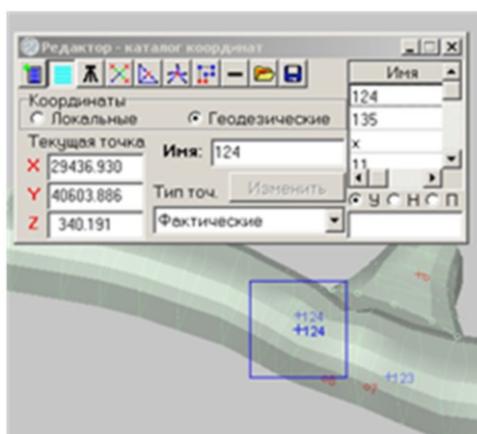


Рис. 1.15. Редактор маркшейдерских точек

При редактировании моделей объектов, как правило, возникает необходимость использования специальных режимов, обеспечивающих точное позиционирование объектов. Для этого предусмотрены следующие режимы привязки: ортогональная и полярная, обеспечивающие перемещение редактируемого объекта по «лучам», выходящим из точки перемещения объекта; объектная, которая может осуществляться к ближайшим точкам, концам и серединам отрезков, основаниям перпендикуляров на отрезках и т. д.

Кроме привязок возможно установление используемой системы координат. При работе могут использоваться рудничные, геодезические, полярные, сферические и цилиндрические координаты.

3. Модель объекта может быть удалена как из рабочей области GEOTECH-3D, так и из БД.

4. Операции, связанные с созданием и изменением моделей объектов и их составных частей (элементов, сечений, контуров, точек, отрезков) могут быть сохранены и отменены. При сохранении модели объектов сжимаются алгоритмом

ZIP, что позволяет существенно уменьшить трафик при работе с удаленными БД и, собственно, размеры БД.

Выполняемые операции редактирования и информация по изменениям объектов сохраняются в список *отмены операций* (откат), размер которого может быть установлен пользователем. Функция отката реализована на уровне приложения, т. е. изменения можно отменить во время сеанса работы с проектом и на уровне сервера БД, сохраненные предыдущие версии объектов позволяют отменить действия, попавшие в БД.

1.5. Редактор базы данных геологического опробования GEOTOOLS

Для формирования БД ГО в составе ГГИС MINEFRAME имеется специализированный редактор GEOTOOLS (рис. 1.16), обладающий средствами ввода и редактирования данных, их быстрого поиска, импорта и экспорта, первичной обработки данных и их представления в удобном для дальнейшего использования виде. Программа представляет собой многооконный специализированный редактор, предназначенный для работы с данными скважинного, бороздового и шламового опробования, которые могут быть отнесены к определённым профилям (например, разведочным), блокам (например, взрывным) и типам (например, детальной или эксплуатационной разведки).

Помимо ручного ввода информации в GEOTOOLS реализован инструмент импорта данных опробования, а также имеются средства автоматизированной проверки точности ручного ввода, анализ введенной исходной информации на наличие ошибок и их устранение. Все эти возможности позволяют получать корректные исходные данные, от которых зависят все дальнейшие расчеты и построения геологического моделирования.

3D-визуализация данных опробования осуществляется в GEOTECH-3D. При загрузке из БД можно выбрать нужные компоненты и характеристики (последние представляют собой функции, аргументами которых являются значения содержаний компонент ПИ или других характеристик), а сами пробы отфильтровать по принадлежности к профилям, блокам и типам.

GEOTOOLS также реализует геоинформационный подход и позволяет работать с координатами устьев скважин, инклинометрией, данными опробования скважин и выработок (с указанием содержаний по ПК и описанием проб), литологией, рудными интервалами.

Для создания моделей РТ или пластов может быть выполнена операция формирования рудных интервалов по заданным кондициям, что необходимо при построении их векторных моделей.

Для решения задач интерпретации табличной информации реализованы режимы отображения данных, которые могут быть представлены в форме: «Журнал», «Рудные интервалы» (рис. 1.17), «По горизонтам» и «Колонка».

В форме «Журнал» результаты опробования по скважине (выработке) представлены в виде единой сводной таблицы, удобной для анализа и формирования отчетных документов. В режиме «Рудные интервалы» (рис. 1.17) представлены данные, полученные после расчёта рудных интервалов по заданным кондициям в автоматическом режиме. Результаты расчёта по формулам вычисления кондиционных интервалов могут быть скорректированы вручную

с автоматическим перерасчётом значений таблицы. При этом одна БД может содержать несколько вариантов рассчитанных кондиционных интервалов.

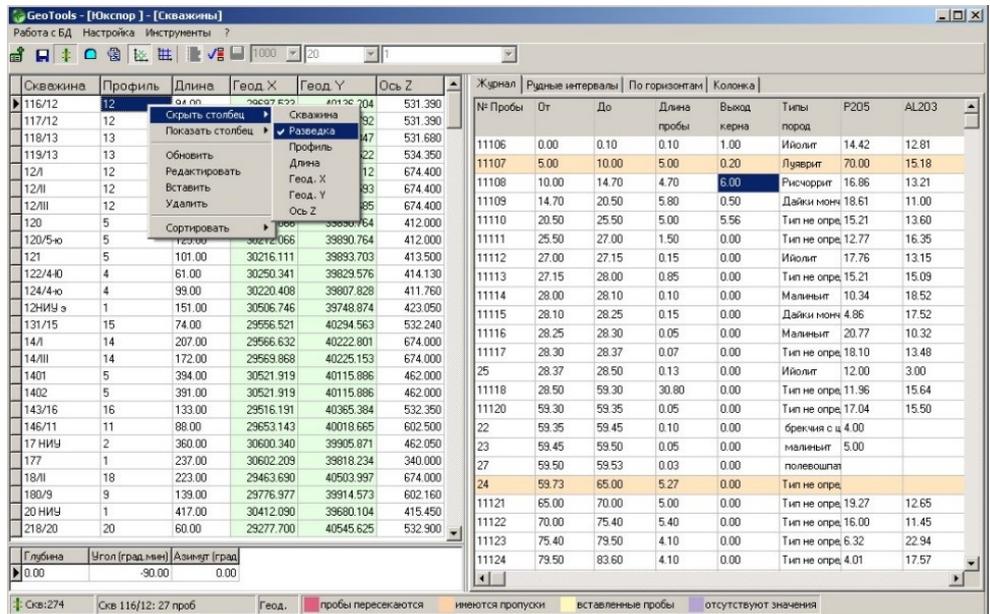


Рис. 1.16. Редактор БД ГО GEOTOOLS

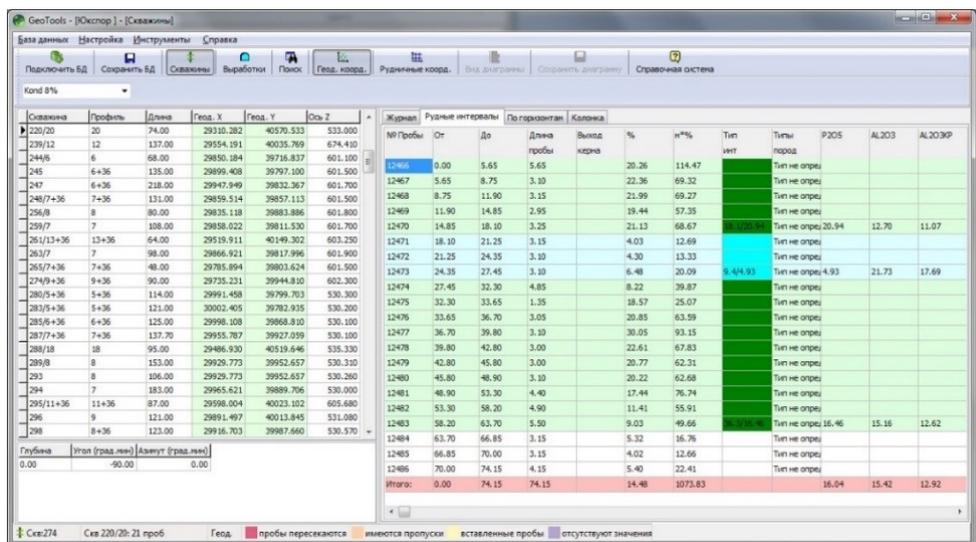


Рис. 1.17. Выделение кондиционных интервалов в GEOTOOLS

Для некоторых месторождений необходимо выделение ПИ по нескольким кондиционным условиям. Для этого реализована процедура вычисления комбинированной кондиции, при которой одна кондиция (более богатая)

вычитается из другой (бедной). Алгоритмы выделения кондиционных интервалов основаны на общепринятых методиках выполнения этих работ [23, 29, 30].

В форме «Колонка» (используется только для скважин) реализована возможность отображения информации в виде колонки, которая является объединением диаграмм содержания, рудных интервалов и стратиграфической колонки (рис. 1.18). Для каждого компонента показано его максимальное содержание в пробах по этой скважине. Предусмотрена возможность масштабирования изображения. Стратиграфическая колонка — схема, изображающая условными знаками в определённом масштабе последовательность напластований ГП в нормальном стратиграфическом разрезе и характер контактов между смежными стратиграфическими подразделениями.

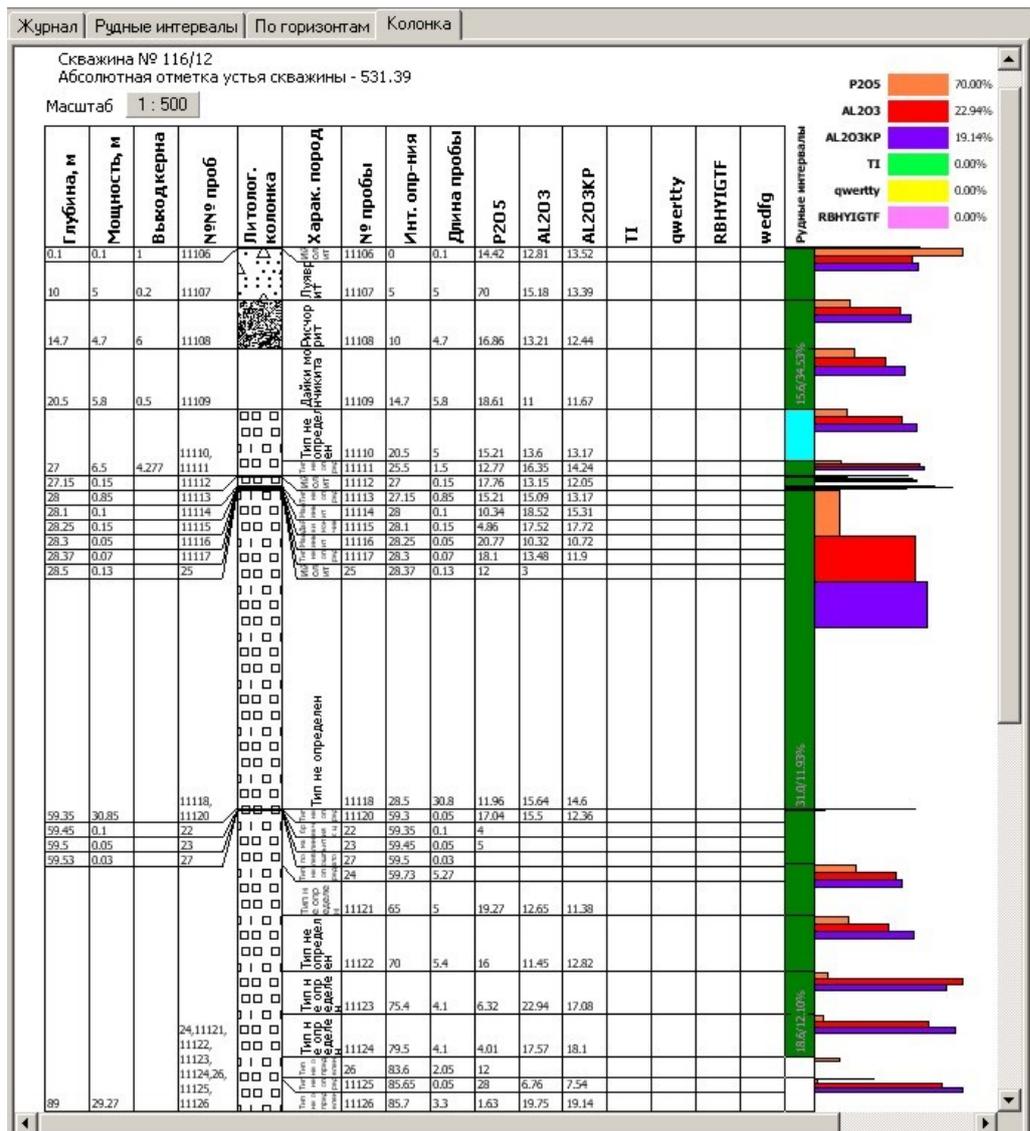


Рис. 1.18. Представление данных опробования в форме «Колонка»

Обычно на стратиграфической колонке слева помещаются названия (или индексы) стратиграфических подразделений, их геологический возраст; справа — мощность, затем литологические и палеонтологические характеристики; в центре — геологическая колонка. Согласно границы между породами в колонке наносятся сплошными линиями, а перерывы в отложениях и несогласия — волнистыми. Над колонкой указывается её название и масштаб, в котором она составлена.

1.6. Редактор базы данных горнотранспортного оборудования MINEGEAR

Для планирования горных работ, проектирования БВР и других автоматизированных решений необходимы данные по оборудованию горного предприятия. Для ведения БД ГТО используется приложение MINEGEAR, что обеспечивает удобный доступ к параметрам и характеристикам производителей горной техники (рис. 1.19).

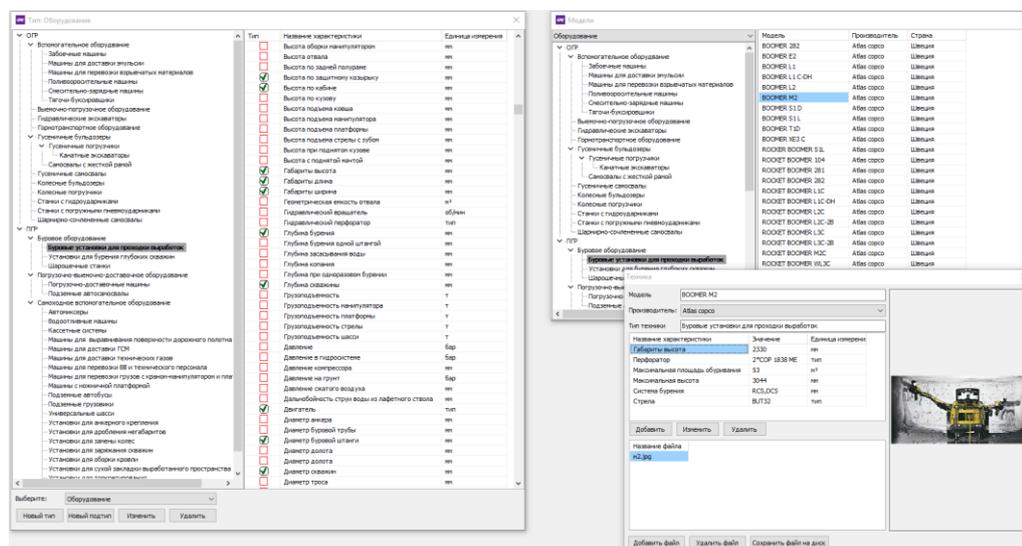


Рис. 1.19. Программа MINEGEAR и БД горного оборудования

Таким образом, БД содержит список оборудования и расходных материалов с их характеристиками. Данный список можно вести в двух видах: заводские (паспортные) характеристики и/или реальные, принятые на предприятии, с возможностью устанавливать для каждой характеристики период ее применения для оборудования (например, во время эксплуатации мощность двигателя снижается из-за износа деталей). На сегодняшний момент БД содержит информацию о продукции большинства ведущих производителей горного, транспортного и вспомогательного оборудования и расходных материалов (рис. 1.19).

Реализована возможность построения графика ППР, который может в дальнейшем использоваться для составления графика работы оборудования. Автоматизированные инструменты позволяют создавать ежемесячные графики работы экскаваторов и буровых станков. Они содержат информацию о размещении экскаваторов по горизонтам карьера, их состоянии на каждый день (ППР, добыча руды или вскрыши, перегоны и пр.). В графике отображаются

данные по объемам горной массы, разделенной по видам пород, и руды на начало и конец месяца, а также объемные и качественные показатели руды, добытой конкретным экскаватором с каждого горизонта, размещение буровых станков и метраж пробуренных скважин. Автоматически рассчитываются плановые показатели по добыче и бурению, техника распределяется в графике ППР в соответствии с планируемыми взрывными днями. Набираются объемы руды и вскрыши для экскаваторов и метраж скважин для буровых станков, строится суммарный график для рудника по нескольким карьерам, который отражает общую статистику по ППР, объемным и качественным показателям добычи. При решении задач месячного планирования существует возможность расстановки оборудования и создания графика его работы по блокам и уступам.

Горное оборудование может быть объединено в технологические комплексы, графически представляемые в форме древовидных структур. Описание комплекса, кроме оборудования, может включать расходные материалы, необходимые для его функционирования.

Древовидная структура комплекса связана с такой же древовидной структурой технологических операций, которые могут быть использованы для составления различных видов отчетов при планировании горных работ (расчет амортизационных отчислений, производительности, коэффициента использования оборудования и пр.).

1.7. Управление базами данных и сетевой многопользовательский режим работы

Совместная работа коллектива технических специалистов различной специализации требует адекватной архитектуры информационной системы, обеспечивающей процесс планирования, основой которой на современном этапе развития информационных технологий стала клиент-серверная технология работы с удаленными БД. MINEFRAME обеспечивает контролируемый доступ к данным при одновременной работе группы пользователей, поддерживает регистрацию их действий, создает предпосылки для надежного хранения данных. Таким образом, появляется возможность вести специфические для каждого специалиста работы в едином информационном пространстве моделей горно-геологических объектов с использованием результатов работы всего коллектива.

Работа с БД коллективного пользования, которая становится основным источником геолого-маркшейдерской и технологической информации на предприятии, выдвигает ряд важных требований: использование надежного SQL сервера управления БД; ограничение круга специалистов, имеющих доступ к БД (достигается формированием списка пользователей и вводом процедуры аутентификации); разграничение уровня доступа специалистов различного профиля к моделям объектов, хранящимся в БД; блокировка функций редактирования тех моделей, которые в данный момент редактируются другими специалистами; ведение журнала изменений моделей объектов с возможностью восстановления удаленных или измененных объектов; наличие средств архивирования, восстановления и ремонта БД.

В ГГИС MINEFRAME реализованы все перечисленные условия, при этом разграничение уровня доступа достигается отсутствием возможности сохранения в БД измененных объектов, если сделавший эти изменения специалист не имеет

на это прав. Блокировка функций редактирования обеспечивается внесением в БД признака редактирования объекта конкретным специалистом. Ведение журнала изменений моделей объектов позволяет не только восстановить неправомерно удаленные или измененные объекты, но и установить, кто и когда это сделал.

GEOTECH-3D может работать в однопользовательском и многопользовательском режимах. В первом случае, как правило, клиент (приложение), сервер БД и сама БД физически располагаются на одном компьютере. В этом случае пользователь работает один и никто не создает помех при работе с объектами, хранящимися в БД.

При работе в сетевом режиме с одной БД работают несколько пользователей. Клиентские рабочие места связаны сетевыми соединениями с сервером БД, и пользователи не имеют непосредственного доступа к собственно БД (рис. 1.20).

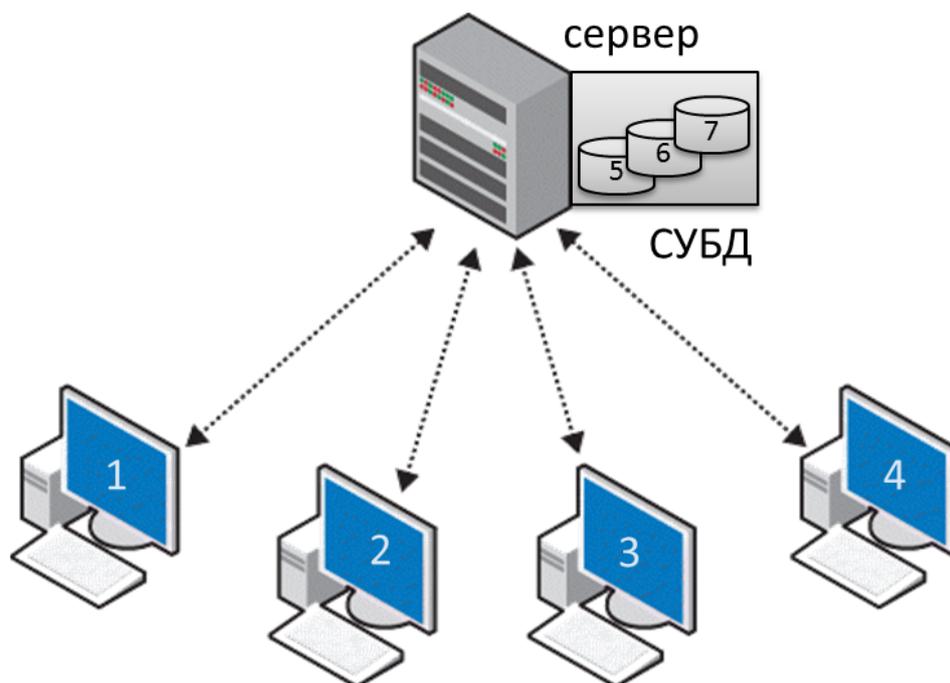


Рис. 1.20. Работа в многопользовательском режиме:
1–4 — клиентские рабочие места MINEFRAME; 5–7 — БД, ОГТ и ГТО

Работа в многопользовательском режиме имеет несколько специфических особенностей, обусловленных необходимостью: ведения списка пользователей, имеющих доступ к работе с сетевой версией приложений, установления полномочий для каждого пользователя; сохранения настройки пространственной фильтрации и атрибутов видимости объектов для каждого пользователя; разрешения конфликтных ситуации при попытках нескольких пользователей одновременно редактировать один и тот же объект; фиксирования авторов изменений моделей объектов; соблюдения политики архивирования и восстановления БД на сервере.

Часть этих задач решается на уровне приложений, часть — на сервере БД, часть — с использованием специализированных утилит. Рассмотрим несколько подробнее реализацию этих задач.

Для решения задачи управления пользователями используется утилита GEOUSERS (рис. 1.21), которая позволяет проводить служебные операции с БД MINEFRAME.

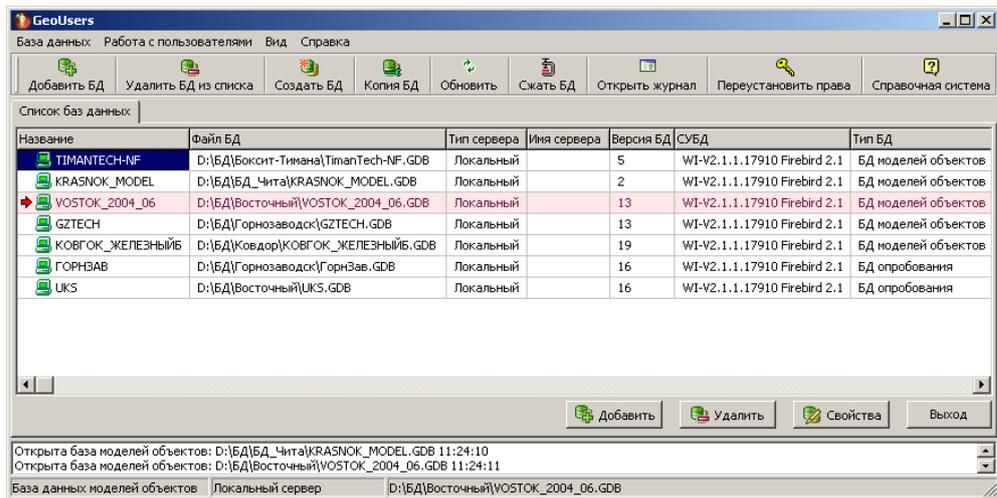


Рис. 1.21. Основное окно программы GEOUSERS для работы с БД ГГИС MINEFRAME

С утилитой должен работать только администратор БД, на него возлагается ответственность по ведению списка пользователей и поддержанию БД в работоспособном состоянии. Каждая БД имеет свой список пользователей, поэтому пользователи одной БД не могут работать с другой, если их пользовательских записей там нет.

При работе в однопользовательском режиме запуск программ системы MINEFRAME осуществляется без авторизации пользователя (используется пользователь по умолчанию). При работе в многопользовательском режиме для запуска программ GEOTECH-3D и GEOTOOLS необходимо ввести имя пользователя и пароль.

Основные функции GEOUSERS — архивирование и восстановление БД; создание БД по эталонной структуре; обновление структуры БД; создание копии БД (необходимо в тех случаях, когда БД повреждена; ведение учёта активности пользователей; ведение журнала изменений БД, откат нежелательных изменений в модели ОГТ; исправление ошибок в БД; сжатие БД, уменьшение её размеров.

Для удобства работы с несколькими БД в GEOUSERS реализован механизм формирования их списка (рис. 1.21). Для каждой БД в таблице отображается следующая информация: название, путь к файлу БД, тип сервера (локальный, удаленный), имя сервера (если БД находится на локальном сервере, то это поле пустое), версия БД, название СУБД, тип БД (геологическая, моделей ОГТ, оборудования).

Для обеспечения безопасности реализованы процедуры сохранения моделей, изменённых в процессе редактирования. В БД регистрируется

информация о пользователях (имя, время начала и конца сеанса), которые когда-либо работали в программах GEOTECH-3D и GEOTOOLS. Кроме того, в БД записываются все изменения модели ОГТ (вставка, редактирование, удаление). Историю изменений можно посмотреть средствами GEOUSERS. Случайные или несанкционированные изменения моделей объектов можно отменить, состояние объектов будет приведено к прежнему виду.

При работе в сетевом многопользовательском режиме несколько пользователей могут работать с одной БД, одним и тем же проектом и иметь доступ к одним и тем же моделям. Каждый пользователь имеет свои настройки по выбору моделей, что обеспечивается наличием таблицы фильтров, которая для каждого пользователя и для каждого проекта БД хранит координаты пространственного фильтра и используется при работе пользователя с моделями ОГТ. Также этот механизм обеспечивает запоминание набора объектов, с которыми работал пользователь, для продолжения работы с ними в течение нескольких сеансов.

Таким образом, ГГИС MINEFRAME предоставляет необходимый перечень инструментов для автоматизации при решении различных горно-геологических и горно-технологических задач в режиме формирования единого цифрового пространства горнодобывающего предприятия.

2. РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ, ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ЭКОНОМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ БЛОЧНОМОДЕЛЬНОГО ПРЕДСТАВЛЕНИЯ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

2.1. Развитие методов и алгоритмов формирования блочных моделей

Блочное моделирование является распространенным приемом для представления пространственного распределения различных свойств и признаков пород, слагающих массив ГП. Суть блочно-модельного представления заключается в разбиении исследуемого участка недр на достаточно мелкие области (блоки), которым назначаются какие-либо признаки. Блоки, как правило, имеют форму прямоугольных параллелепипедов, размер которых зависит от требований точности моделирования, а количество ограничивается возможностями вычислительной техники и особенностями алгоритмов.

Сначала блочное моделирование применялось в задачах геологического моделирования для подсчета запасов ПИ. Основной информацией, хранящейся в такой модели, были данные о содержании полезных и вредных компонентов, минералогическом составе пород, распределении руд и пустых пород. На основе этих данных появилась возможность оценивать экономические показатели каждого блока и принимать решение о необходимости и очередности его отработки. Таким образом, если задать затраты на извлечение рудных/породных блоков и ценность извлекаемого ПИ, то можно построить экономические модели для определения границ карьеров, проведения горно-геометрического анализа, календарного планирования развития горных работ для открытой и подземной разработок.

Общность блочного подхода к дискретизации пространства недр, подверженного воздействию горных работ, позволяет совмещать в единой БМ разнородные данные о массиве ГП и представлять их в виде списка технологических, геомеханических и экономических характеристик.

В ГГИС MINEFRAME реализовано несколько способов блочного моделирования [31], совершенствование которых продолжается в направлении разработки дополнительных приемов блочного представления свойств геологической среды и в направлении расширения набора инструментов, использующих в качестве данных БМ.

Для расширения возможностей анализа и редактирования был реализован механизм табличного представления БМ. Чтобы ускорить работу с таблицей, количество строк в которой может достигать несколько миллионов, был реализован алгоритм загрузки только тех данных, которые необходимы для отображения видимой части таблицы. При ее просмотре по мере необходимости подгружается следующая порция данных. Реализованы отображение данных, фильтрация, расчет по формулам и вывод статистики как для одной БМ, так и для нескольких сразу (рис. 2.1).

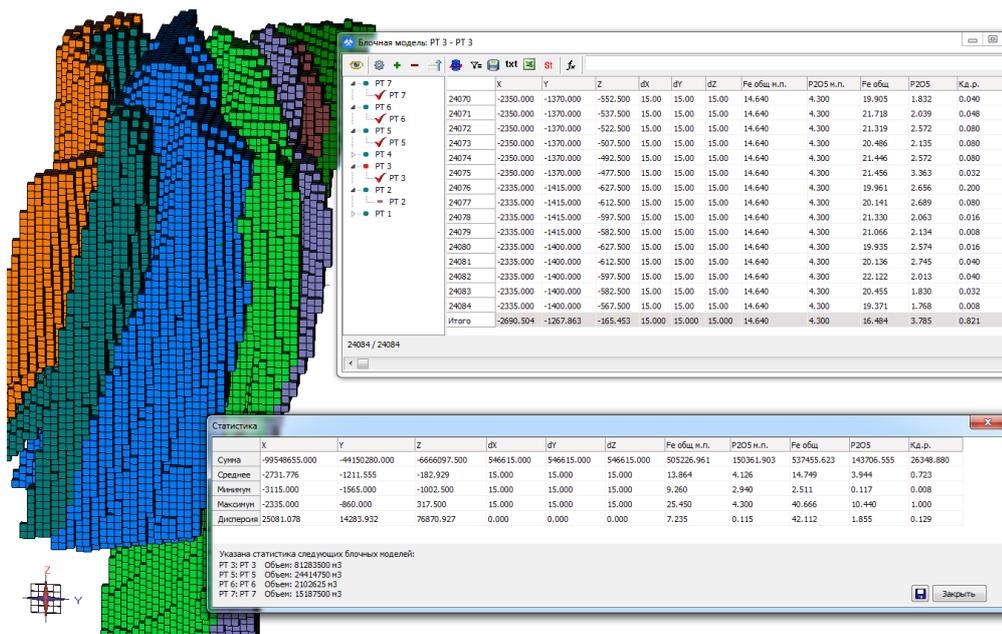


Рис. 2.1. Работа с несколькими БМ в табличном представлении

Добавлены синхронизация выбора блока в таблице и отображение его в области 3D-моделирования. При выборе конкретного блока на разрезе БМ данные по выбранному блоку в таблице отображаются синхронно. Для БМ добавлена возможность создания строковых компонентов и их фильтрация. Появилась возможность сохранения формул расчёта и фильтров.

Расширен функционал инструмента переблокировки БМ. Блочная модель может быть преобразована в БМ с другими параметрами как на основе данных о расположении блоков, так и на основе каркасной модели при ее наличии. Инструмент переблокировки позволяет перестроить БМ при изменении параметров построения, таких как ранг или размеры блока. При этом рассчитанное содержание по всем компонентам новых блоков будет перенесено из исходных блоков по следующей формуле:

$$S_i = \sum(V_{\text{вх}} \times S_{\text{вх}}) / V_{\text{бл.}}, \quad (2.1)$$

где $V_{\text{вх}}$ — объем входящего блока или части блока, попавшего в исходный блок; $S_{\text{вх}}$ — содержание входящего блока или части блока; $V_{\text{бл.}}$ — объем всего блока.

Функция объединения нескольких БМ в одну создает БМ, из которой удаляются все блоки, совпадающие с блоками других БМ. Содержания в совпадающих блоках заменяются, или рассчитывается средневзвешенное значение в зависимости от установленных пользователем настроек.

Расширены возможности построения и трансформации БМ.

1. В части расчета коэффициента доли руды, который показывает, какая часть блока попадает в каркасную модель (рис. 2.2).

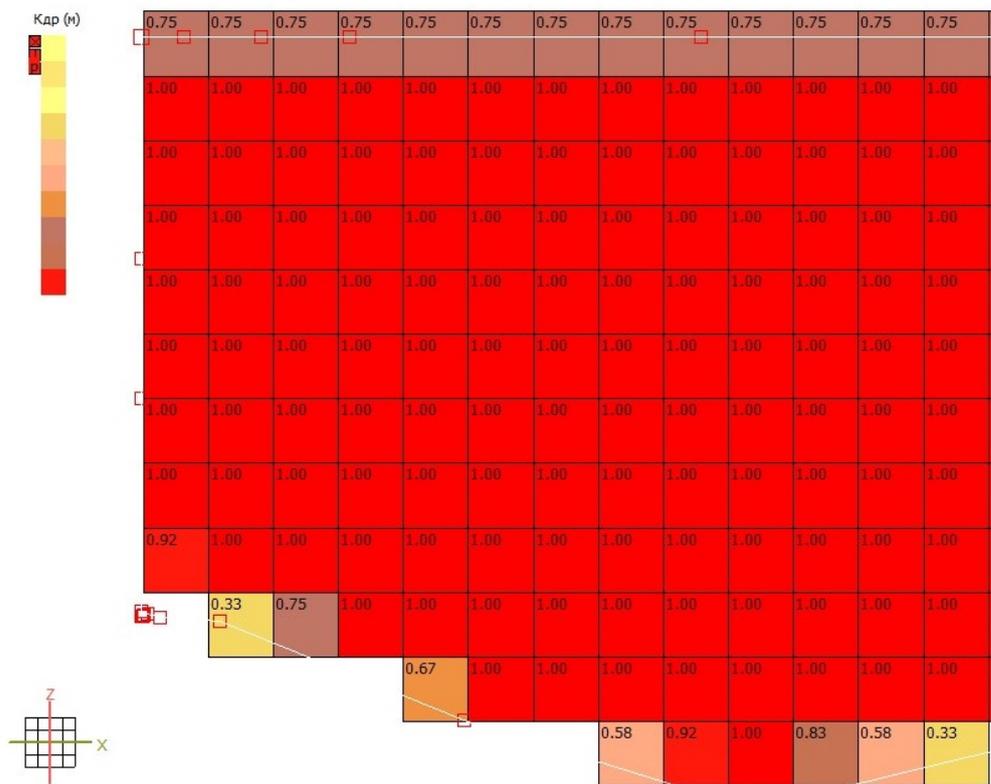


Рис. 2.2. Разрез БМ с отображением коэффициента доли руды

Реализовано два способа расчета: разбиение блока на субблоки с последующей оценкой местоположения центра субблока внутри или снаружи каркасной модели (коэффициент доли руды находится как отношение суммы объемов рудных субблоков к объему всего блока); коэффициент доли руды находится как отношение объема каркасной модели рудного тела, попавшей внутрь блока, к объему всего блока.

2. В части создания БМ, при котором создаются блоки, центр которых находится внутри каркасной модели (рис. 2.3), а также блоки, у которых хотя бы одна грань пересекает треугольники каркаса (рис. 2.4).

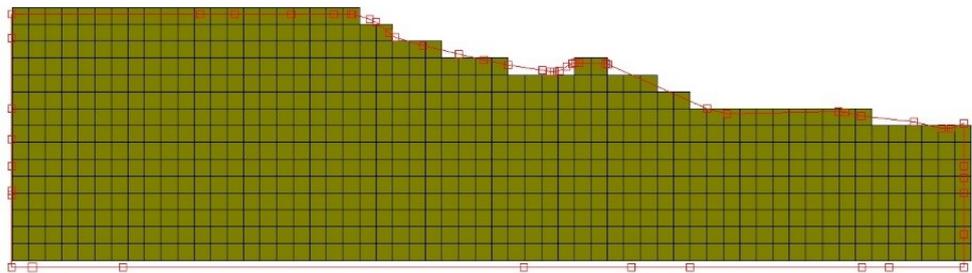


Рис. 2.3. Включение блоков в модель по попаданию его центраида в каркасную модель

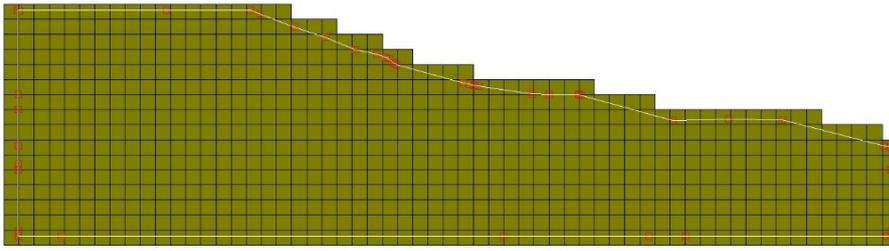


Рис. 2.4. Включение блоков в модель по пересечению граней блока и каркасной модели

3. В части построения БМ по границе РТ. Для каждого блока определяется его пересечение с треугольниками каркасной модели. Если пересечений найдено не было и центр блока находится внутри каркасной модели, блок считается внутренним и не строится. Если хотя бы одно ребро или одна из диагоналей блока пересекает каркас, то блок считается граничным и включается в БМ (рис. 2.5).

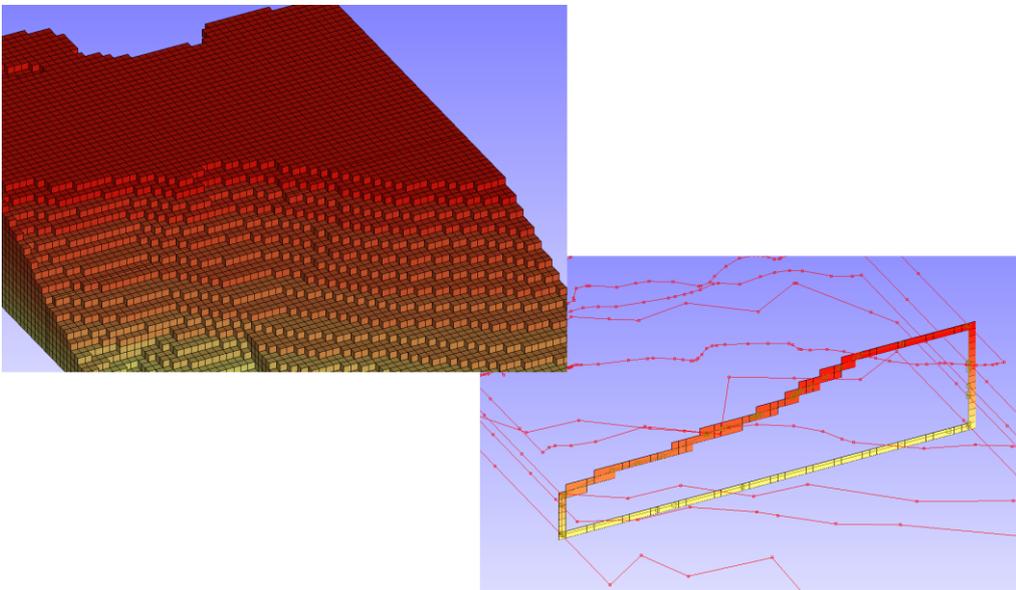


Рис. 2.5. БМ границы

В построение БМ (воздуха / породы / границы поверхностей) добавлен алгоритм субблокирования, при котором каждый материнский блок делится на заданное количество субблоков по всем трем пространственным осям. Инструмент субблокирования БМ по границе другого объекта находит все блоки, которые пересекают каркасную модель выбранного объекта, и разбивает их на субблоки. Содержания полученных блоков переносятся из исходного блока. Аналогичные функции переблокирования также используются при разделении БМ поверхностями (плоскостями и каркасными моделями). Операции разделения БМ с субблокированием по границе раздела позволяют повысить точность расчётов (рис. 2.6).

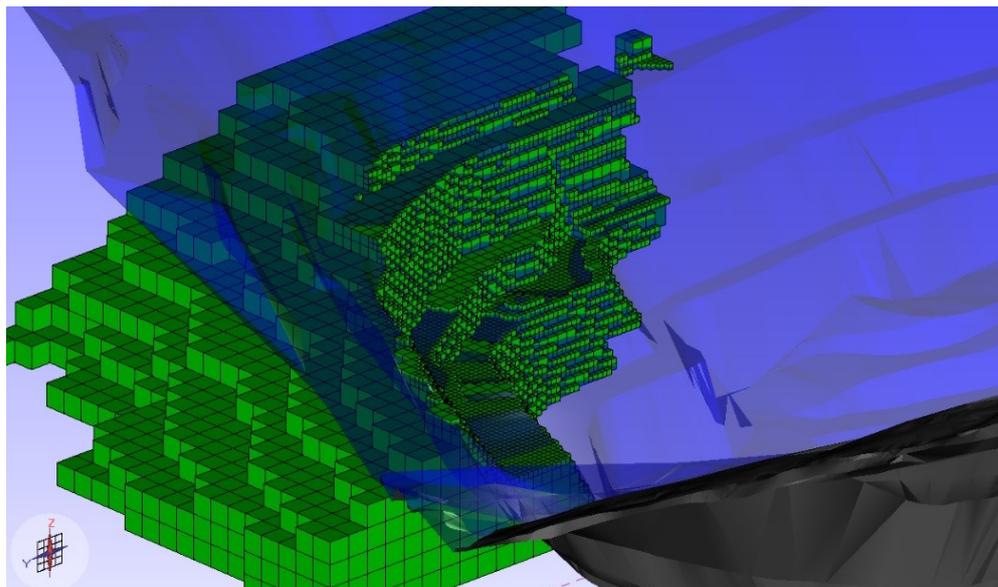


Рис. 2.6. Разделение БМ рудного тела поверхностью карьера поверхности

4. В части корректировки БМ при изменении каркасной модели. Функционал позволяет добавить или удалить блоки в соответствии с изменением геометрии каркаса без перестройки всей БМ с сохранением рассчитанного в блоках содержания.

5. В части построения БМ с заданием угла наклона и азимута поворота её осей, что позволяет согласовать оси БМ с элементами залегания месторождения (рис. 2.7) и уменьшить число блоков при сохранении точности моделирования.

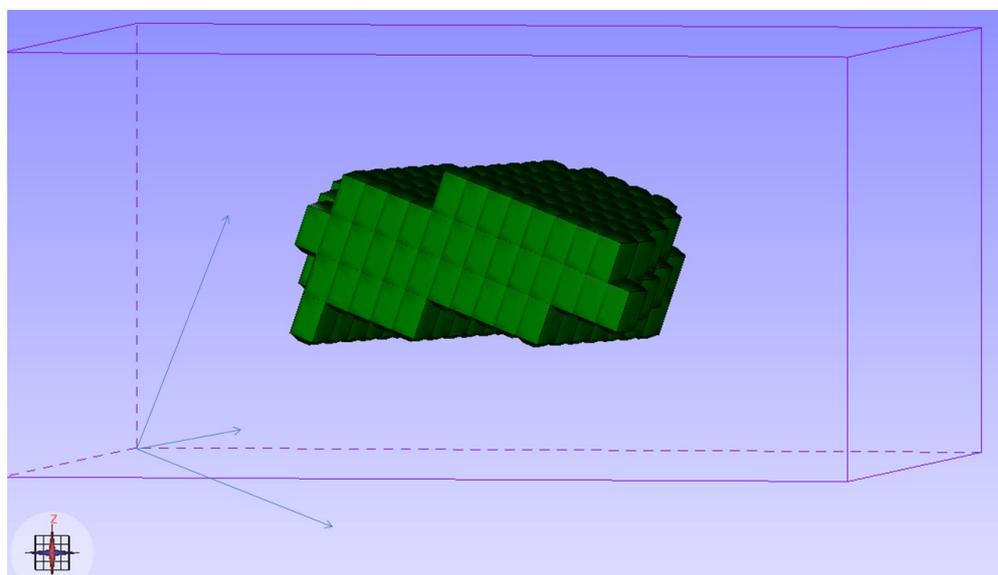


Рис. 2.7. Создание БМ с произвольной ориентацией решетки разбиения

2.2. Инструменты построения сортового плана

Методы блочного моделирования используются для построения сортового плана по данным опробования с расчетом геологических и товарных запасов по заданным сортам ПИ. При формировании сортового плана происходит разделение выбранного объекта (например, модели ВЕ) на области, в которых содержание ПИ в руде находится в заданном интервале содержаний выделенных сортов ПИ.

Для решения этой задачи сначала строится БМ ВЕ и с использованием специального инструмента осуществляется расчет содержаний в каждом блоке одним из методов интерполяции (дистанционным взвешиванием) по данным опробования (рис. 2.8). При расчете запасов руды по сортовому плану для каждой найденной области рассчитываются тоннаж руды и среднее содержание ПИ, а для всей модели — итоговые значения с учетом бортового содержания, а также нормативные потери и разубоживание, товарные запасы.

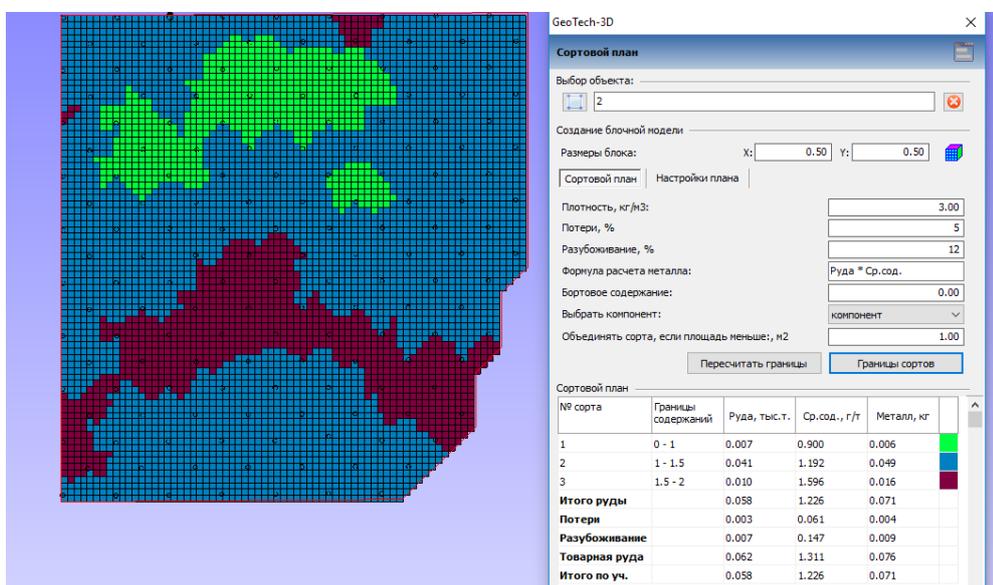


Рис. 2.8. Сортовой план

Сортовой план может быть пересчитан при изменении его параметров. Реализована возможность автоматического перераспределения границ участков по сортам в случае изменения параметров сортового разделения. В качестве одного из управляющих параметров задаётся минимальная площадь, при которой участки, не достигшие этой величины, объединяются с участками соседних сортов. Если участок граничит с несколькими различными областями, то он будет объединен с тем, который расположен ближе по значению среднего содержания. Имеется возможность ручного редактирования сортового плана (рис. 2.9). В режиме редактирования можно изменять геометрию границ сортов, присоединять их к любому выбранному. При этом инструмент отображает, как будут меняться средние показатели сорта при добавлении к нему новых областей.

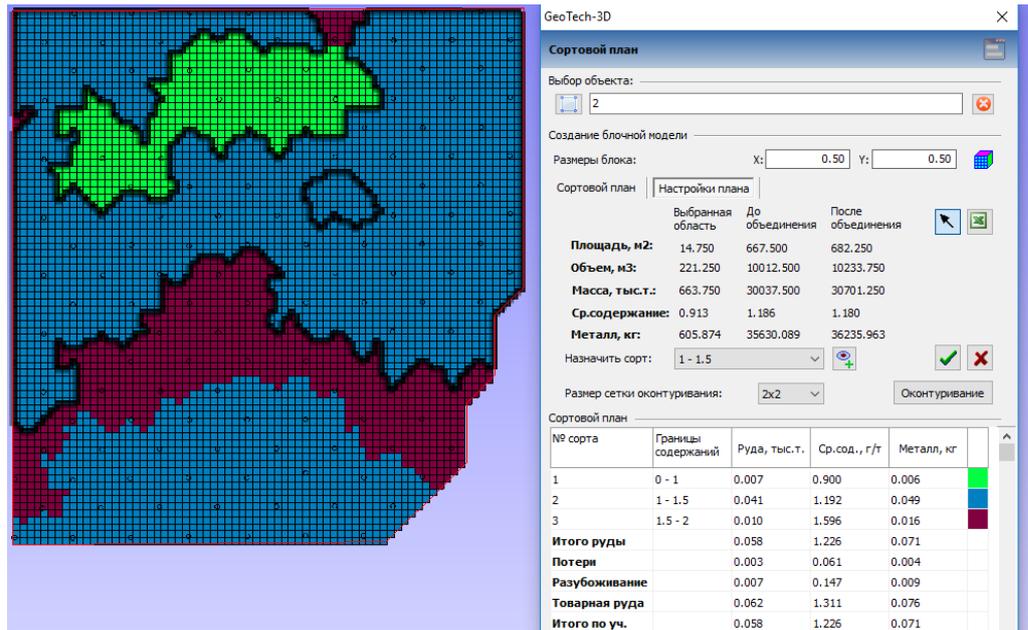


Рис. 2.9. Перераспределение границ сортов

На заключительном этапе производится создание линий, оконтуривающих каждый сорт (рис. 2.10), для обеспечения задачи выноса в натуре указателей для селективной обработки ВЕ.

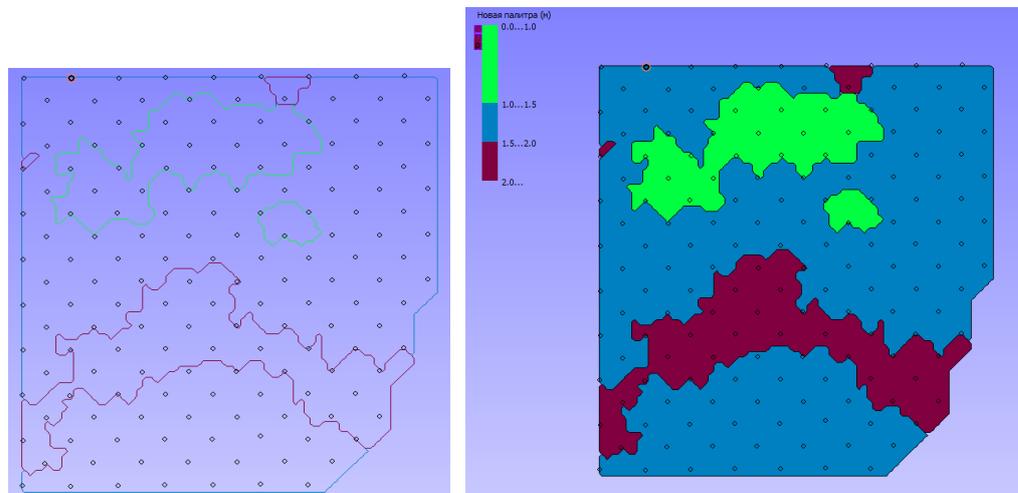


Рис. 2.10. Создание линий, оконтуривающих сорта

2.3. Расчет слоевых объемов с визуализацией объемов насыпи и выемки

Для автоматизации решения этой задачи используются методы псевдоблочного моделирования [32]. Инструмент расчёта слоевых объемов по палетке позволяет рассчитать объёмы моделей горно-геологических объектов,

имеющих замкнутую поверхность либо поверхность, находящуюся между поверхностями (например, положение поверхности карьера в различные периоды времени). Общий вид инструмента представлен на рис. 2.11.

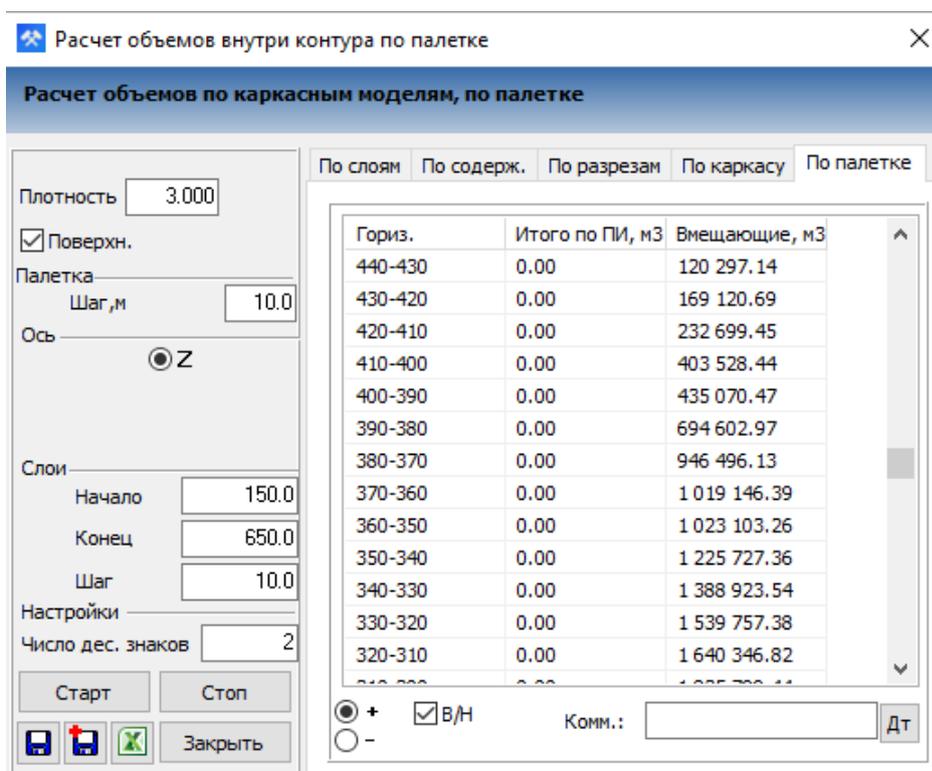


Рис. 2.11. Инструмент расчёта слоевых объемов по палетке

В основе инструмента лежит метод, заключающийся в представлении объёмного тела в виде совокупности простых геометрических фигур — прямоугольных параллелепипедов. Общий объём тела определяется как сумма объёмов составляющих его параллелепипедов.

В общем виде алгоритм расчёта объёмов по палетке можно представить так: 1) в некоторой плоскости (как правило, это горизонтальная плоскость XY) формируется прямоугольная сетка (палетка), через узлы которой проходят лучи, ортогональные данной плоскости (рис. 2.12, а); 2) лучи пересекают встречающиеся на их пути треугольные грани каркасных моделей, находя таким образом точки пересечения лучей с поверхностью геологических тел, карьеров и других моделей объектов (рис. 2.12, б), для которых требуется рассчитать объёмы; 3) две точки пересечения с одним и тем же объектом дают положение нижнего и верхнего оснований параллелепипеда (псевдоблока). Сумма высот параллелепипедов, умноженная на площадь ячейки палетки, дает искомый объём (рис. 2.12, в). Формулу расчёта можно представить следующим образом:

$$V \approx \sum_{i=1}^n V_{i \text{ парал-да}} = S_{\text{ячейки}} \sum_{i=1}^n H_{i \text{ парал-да}} \quad (2.2)$$

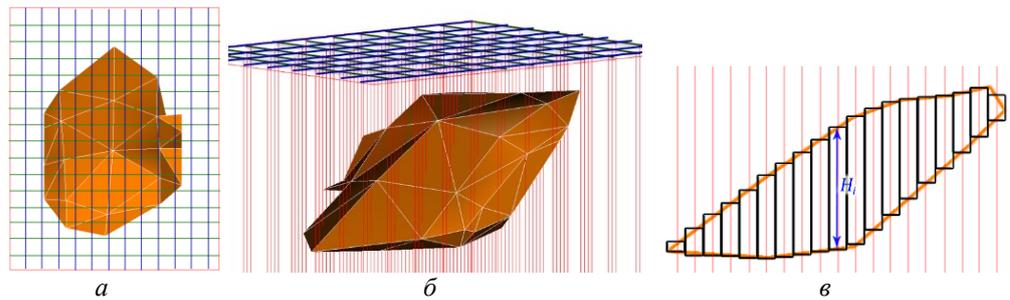


Рис. 2.12. Иллюстрации к алгоритму расчёта объёмов по палетке:
a — палетка, наложенная на проекцию объекта в плоскости XY; *б* — вертикальные лучи, выходящие из узлов палетки и протыкающие объект; *в* — построение параллелепипедов для определения объёма тела

Особенность метода в том, что он позволяет рассчитать не только объёмы объектов, но и объёмы, находящиеся в промежутке между объектами. Благодаря этому инструмент расчёта слоёвых объёмов по палетке широко применяется в MINEFRAME при планировании и проектировании открытых горных работ, когда необходимо рассчитывать объёмы добычи ПИ и выемки вскрышных пород между двумя календарными положениями карьера.

На рисунке 2.13, *a* изображены участки моделей поверхностей, отражающие состояние карьера за две разные даты, и наложенная на них сверху палетка. Отрезок луча, ограниченный моделями поверхностей карьера сверху и снизу, позволяет судить о мощности выемки или насыпи в соответствующем узле палетки (рис. 2.13, *б*). Кроме того, величина отрезка позволяет судить о мощности ПИ в случае, если его каркасная модель или её часть находится между соответствующими положениями карьера. Результаты вычислений могут быть представлены в табличном (рис. 2.11) и графическом (рис. 2.14) виде.

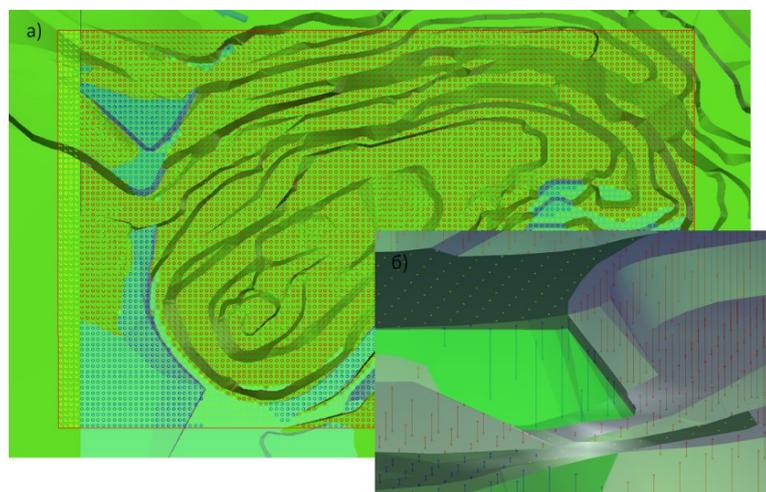


Рис. 2.13. Расчёт объёмов между поверхностями моделей карьера:
a — модели поверхности карьера за две разные даты и наложенная на них палетка (вид сверху); *б* — фрагменты моделей карьера (вид сбоку) и отрезки, показывающие области насыпи (синие) и выемки (красные)

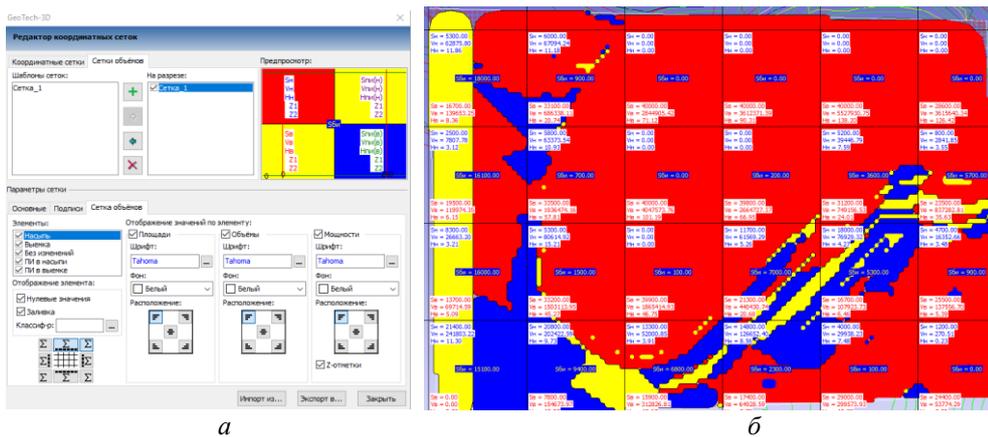


Рис. 2.14. Инструмент расчёта слоевых объёмов:
а — настройки; *б* — графическое представление результатов вычислений

В табличном виде результаты вычислений выводятся в итоговую таблицу, в которой представлена информация по распределению объёмов насыпи, выемки и ПИ. Кроме суммарного объёма в каждой ячейке сетки объёмов (рис. 2.14, *б*) отображается информация о суммарной площади и средней мощности насыпи, выемки и ПИ, являющейся среднеарифметической величиной от значений по узлам палетки, ограничивающих ячейку. Для более наглядного представления результатов расчёта сеточная область раскрашивается в соответствии с нахождением в ней насыпи или выемки [33].

2.4. Использование методов блочного представления массива горных пород для моделирования скважинной отбойки

Инструмент моделирования скважинной отбойки на карьерах позволяет в динамике моделировать процесс формирования границы отрыва и геометрии развала. Для моделирования отрыва применяется метод дискретизации пространства, когда область моделирования представляется в виде БМ (рис. 2.15). Одинаковые по объёму блоки БМ имеют форму куба и содержат данные о текущем состоянии (связаны с массивом или оторваны от него) и о содержании в них ПИ.

Формирование поверхности отрыва производится по следующему алгоритму. Для каждого блока массива, граничащего со свободной поверхностью, определяется суммарный вектор радиальных напряжений от эквивалентных сферических зарядов, взрывааемых на одно замедление (рис. 2.16, *а*). Более подробно алгоритм перехода к эквивалентным сферическим зарядам будет описан в разделе 3.8. Если суммарный вектор радиальных напряжений для граничного со свободной поверхностью блока массива превышает по модулю предельное значение напряжения отрыва, то все блоки на отрезке, проходящем от граничного блока по линии вектора до оси скважины, получают статус оторванных от массива (рис. 2.16, *б*). Для оптимизации вычислений и достижения большей скорости поиска блоков, находящихся на отрезке, используется трёхмерная реализация алгоритма Брезенхэма (определяющего, какие точки

n -мерного растра нужно выбрать, чтобы получить близкое приближение прямой линии между двумя заданными точками). Совокупность блоков, изменивших свое состояние, формируют область отрыва ГП от массива (рис. 2.16, в).

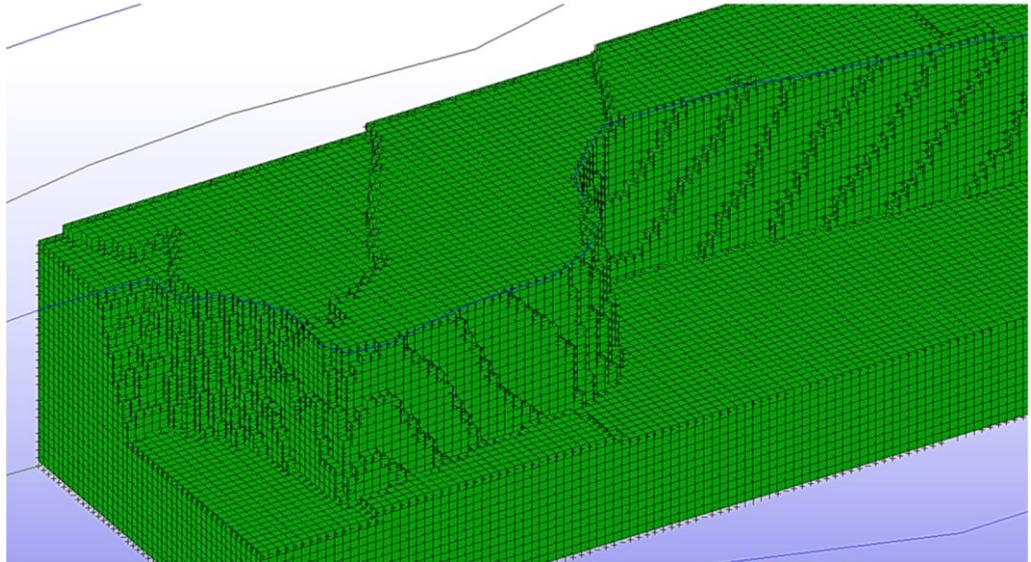


Рис. 2.15. БМ области моделирования (отображаются только блоки породы)

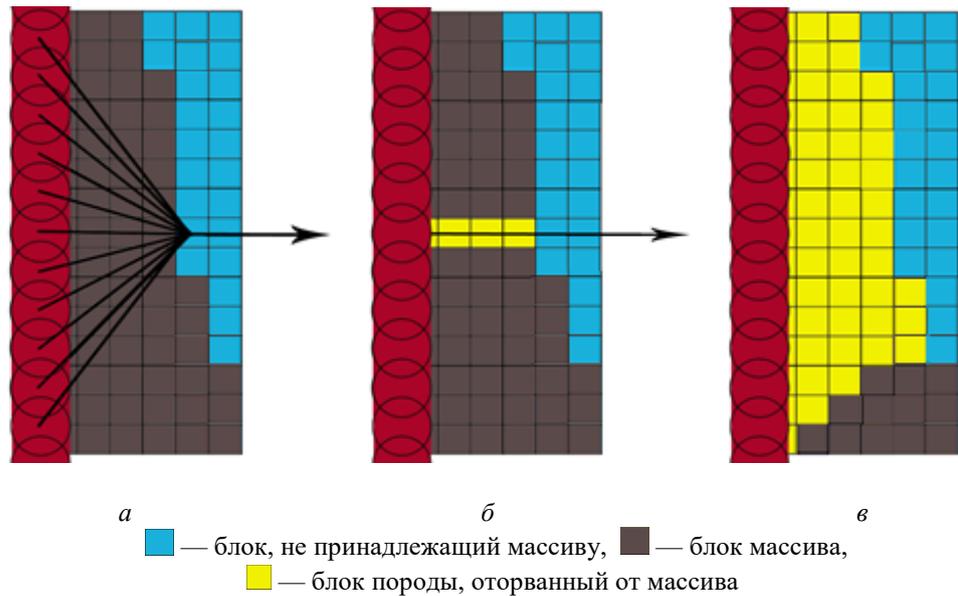


Рис. 2.16. Схема к алгоритму моделирования отрыва (стрелка показывает направление суммарного вектора напряжений от взрыва сферических зарядов в направлении свободной поверхности). Пояснения в тексте

Данные о распределении ПИ в массиве до взрыва (рис. 2.17) позволяют спрогнозировать распределение ПИ внутри развала ГП после взрыва. Полученная в результате расчётов модель развала с распределением содержания ПИ или других технологических характеристик раздробленной ГП дает исходные данные для решения задачи управления качественными характеристиками рудопотока.

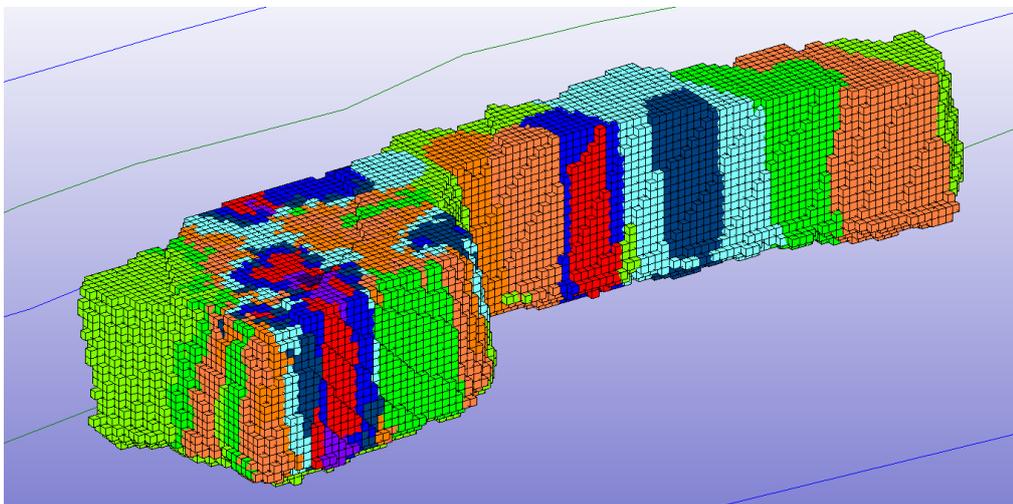


Рис. 2.17. Блоки зоны отрыва, раскрашенные по содержанию ПИ

2.5. Использование блочных моделей для технико-экономических расчётов

Идея технико-экономических расчётов на основе блочного моделирования массива ГП опирается на расчет стоимости ПК, содержащегося в элементарном блоке, за вычетом затрат, необходимых для его выемки, транспортировки и переработки. Стоимость ПК за вычетом затрат формирует ценность каждого блока. БМ, содержащие в качестве одного из параметров ценность блока, используются для решения таких задач, как оптимизация границ карьеров, исследование режима и планирование горных работ. Рассмотрим пример формирования ЭММ, необходимой для решения задачи определения границ карьеров. Создание ЭММ производится с использованием формул для расчета экономических и технологических показателей отработки месторождения (табл. 2.1).

На первых стадиях исследования, как правило, еще не известны масштабы будущих горных работ. Следовательно, могут быть не определены места расположения фабрики и отвалов. Поэтому затраты на транспортирование вне карьера не учитываются, но их можно принять во внимание в дальнейшем исследовании. Если же места расположения фабрики и отвалов известны, то они учитываются уже на первой стадии оценки.

Таблица 2.1

Исходные данные расчета ЭММ

Показатель	Обозначение	Значение	Размерность
Цена ТП	$C_{т.п.}$	5000	руб/т
Коэффициент к цене	$k_{ц.}$	1	дол. ед.
Коммерческие затраты	$Z_{к.}$	70	руб/т
Общекорбинатские затраты	$Z_{о.к.}$	250	руб/т
Содержание ПК в концентрате	$\alpha_{к.}$	40	%
Содержание ПК в хвостах	$\alpha_{х.}$	1,5	%
Потери	Π	2	%
Разубоживание	P	15	%
Содержание ПК в разубоживающих породах	$\alpha_{р.п.}$	1	%
Стоимость транспортирования руды	$C_{тр.р.}$	8	руб/т·км
Стоимость транспортирования породы	$C_{тр.п.}$	9	руб/т·км
Отметка выезда на поверхность	$Z_{к.}$	800	м
Высота уступа	$h_{у.}$	15	м
Уклон съездов	i	80	‰
Стоимость обогащения руды	$C_{об.}$	280	руб/т
Стоимость добычи руды (без учета затрат на транспортирование)	$C_{д.р.}$	115	руб/т
НДПИ	НДПИ	60	руб/т
Стоимость извлечения вскрыши (без учета затрат на транспортирование)	$C_{и.п.}$	80	руб/т
Плотность руды	$\gamma_{р.}$	3,00	т/м ³
Плотность вскрыши	$\gamma_{п.}$	2,85	т/м ³

Расчет стоимости и затрат, входящих в экономическую модель, проводится по следующей схеме.

1. Фабричная цена ТП (руб/т) — это цена товара с учетом коммерческих затрат и общекорбинатских расходов на единицу ТП:

$$C_{ф.} = C_{т.п.} \times k_{ц.} - Z_{к.} - Z_{о.к.}, \quad (2.3)$$

где $C_{т.п.}$ — цена ТП, руб/т; $k_{ц.}$ — коэффициент приведения цены ТП на т руды; $Z_{к.}$ — коммерческие затраты, руб/т; $Z_{о.к.}$ — общекорбинатские расходы, руб/т.

2. Извлечение в концентрат — показатель, обозначающий, какая часть извлекаемого компонента, содержащегося в исходном материале, перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Зависит от содержания ПК в блоке и рассчитывается индивидуально для каждого блока модели:

$$I_{к.} = \frac{\alpha_{к.} \times (\alpha_{р.} - \alpha_{х.})}{\alpha_{р.} \times (\alpha_{к.} - \alpha_{х.})}, \quad (2.4)$$

где $\alpha_{р.}$ — содержание ПК в блоке, %; $\alpha_{к.}$ — содержание ПК в концентрате, %; $\alpha_{х.}$ — содержание ПК в хвостах, %.

3. Извлечение из недр (%) характеризует количество ПК, извлекаемого из недр в процессе добычи с учетом потерянных запасов и примешанной породы:

$$I_{н.} = \frac{(1-P\%)}{(1-P\%)} \times \left(1 - P\% \times \left(1 - \frac{\alpha_{р.п.}}{\alpha_{р.}} \right) \right), \quad (2.5)$$

где $\alpha_{р.п.}$ — содержание ПК в разубоживающих породах, %.

4. Валовая ценность (руб/т) — ценность руды с учетом всех входящих в ее состав ПК:

$$Ц_{в.} = Ц_{ф.} \times \frac{\alpha_{р.}}{\alpha_{к.}} \times I_{к.} \times I_{н.} \quad (2.6)$$

Расстояния транспортирования блоков на первой стадии рассчитываются по следующей схеме: 1) все извлекаемые блоки условно транспортируются по горизонтали к геометрическому центру РТ (при расчете экономической модели геометрический центр рассчитывается автоматически); 2) из центра (для каждого уступа своего) блоки транспортируются к отметке выезда на поверхность под уклоном, соответствующим уклону съездов.

5. Затраты на транспортирование одной тонны руды в блоке (руб/т):

$$З_{тр.р.} = C_{тр.р.} \times \left(\sqrt{(X_{ц.г.} - X_{бл.})^2 + (Y_{ц.г.} - Y_{бл.})^2} + \left(\frac{|Z_{к.} - Z_{гор.}|}{i} \right) \right), \quad (2.7)$$

где $C_{тр.р.}$ — стоимость транспортирования руды, руб/т·км; $Z_{к.}$ — отметка выезда на поверхность, м; $Z_{гор.}$ — отметка горизонта, с которого транспортируется блок (определяется автоматически), м; i — уклон съездов, ‰; $X_{ц.г.}$, $Y_{ц.г.}$ — координаты геометрического центра РТ (определяются автоматически); $X_{бл.}$, $Y_{бл.}$ — координаты геометрического центра блока.

Расчет затрат на транспортирование одной тонны вскрышной породы в блоке необходим, если рассчитан коэффициент доли руды в блоке. Расчет вскрышных блоков производится отдельно.

Коэффициент доли руды в блоке — это расчетная величина, получаемая при переблокировке БМ из мелкоблоковой (геологической) в крупноблоковую (технологическую), при этом пересчитывается (усредняется) и содержание ПК в блоке. Коэффициент доли руды характеризует долю рудных блоков ГМ в объеме технологической модели. Формула расчета содержания ПК в блоке после переблокировки:

$$\alpha_{бл.б.} = \frac{\sum(V_{бл.м.и} \times \alpha_{бл.м.и})}{\sum V_{бл.м.и}}, \quad (2.8)$$

где $V_{бл.м.и}$ — объем блока до переблокировки, м³; $\alpha_{бл.м.и}$ — содержание ПК в блоке до переблокировки.

Формула расчета коэффициента доли руды в блоке:

$$k_{д.р.} = \frac{\sum V_{бл.м.и}}{V_{бл.б.}}, \quad (2.9)$$

где $V_{бл.м.и}$ — объем блока до переблокировки, м³; $V_{бл.б.}$ — объем блока после переблокировки, м³.

В данном примере коэффициент доли руды в блоке $k_{д.р.}$ равен 1, так как переблокировка не производилась.

1. Затраты на транспортирование одной тонны породы в блоке (руб/т):

$$Z_{\text{тр. п.}} = C_{\text{тр. п.}} \times \left(\sqrt{(X_{\text{ц. г.}} - X_{\text{бл.}})^2 + (Y_{\text{ц. г.}} - Y_{\text{бл.}})^2} + \left(\frac{|Z_{\text{к.}} - Z_{\text{гор.}}|}{i} \right) \right), \quad (2.10)$$

где $C_{\text{тр. п.}}$ — стоимость транспортирования вскрышной породы, руб/т·км.

2. Извлекаемая ценность руды (руб/м³) — это ценность добытой руды с учетом всех входящих в ее состав ПК за минусом понесенных затрат:

$$C_{\text{г. м.}} = (C_{\text{в.}} - C_{\text{об.}} - C_{\text{д. р.}} - \text{НДПИ} - Z_{\text{тр. п.}}) \times \gamma_{\text{р.}} \times k_{\text{д. р.}} - (C_{\text{и. п.}} + Z_{\text{тр. п.}}) \times \gamma_{\text{п.}} \times (1 - k_{\text{д. р.}}), \quad (2.11)$$

где $C_{\text{об.}}$ — стоимость обогащения одной тонны руды, руб/т; $C_{\text{д. р.}}$ — стоимость добычи одной тонны руды без учета затрат на транспортирование, руб/т; НДПИ — налог на добычу ПИ, руб/т; $\gamma_{\text{р.}}$ — плотность руды, т/м³; $k_{\text{д. р.}}$ — коэффициент доли руды в блоке; $C_{\text{и. п.}}$ — стоимость извлечения одной тонны породы без учета затрат на транспортирование; $\gamma_{\text{п.}}$ — плотность породы, т/м³.

3. Извлекаемая ценность блока (млн руб.):

$$C_{\text{бл.}} = C_{\text{г. м.}} \times dX \times dY \times dZ, \quad (2.12)$$

где dX, dY, dZ — размеры блока, м.

На рисунке 2.18 дано табличное представление экономической модели РТ.

X	Y	Z	dX	dY	dZ	P2O5	Ик.	Ин.	Цв.	Этр.р.	Цг.м.	Цбл.
1087.500	952.500	637.500	15.00	15.00	15.00	8.844	86.275	99.955	892.351	16.766	1261.755	4.258
1087.500	952.500	652.500	15.00	15.00	15.00	8.948	86.479	99.933	904.739	15.266	1303.419	4.399
1087.500	952.500	667.500	15.00	15.00	15.00	8.960	86.503	99.930	906.176	13.766	1312.229	4.429
1087.500	952.500	682.500	15.00	15.00	15.00	9.043	86.662	99.912	916.110	12.266	1346.533	4.545
1087.500	952.500	697.500	15.00	15.00	15.00	9.025	86.628	99.916	913.932	10.766	1344.499	4.538
1087.500	952.500	712.500	15.00	15.00	15.00	9.000	86.580	99.922	910.960	9.266	1340.083	4.523
1087.500	952.500	727.500	15.00	15.00	15.00	9.138	86.842	99.892	927.521	7.766	1394.264	4.706
1087.500	952.500	742.500	15.00	15.00	15.00	9.052	86.681	99.910	917.248	6.266	1367.945	4.617
1087.500	952.500	757.500	15.00	15.00	15.00	9.044	86.664	99.912	916.189	4.766	1369.269	4.621
1102.500	952.500	532.500	15.00	15.00	15.00	8.128	84.722	100.128	806.678	27.344	973.001	3.284
1102.500	952.500	547.500	15.00	15.00	15.00	8.156	84.787	100.121	810.009	25.844	987.494	3.333
1102.500	952.500	562.500	15.00	15.00	15.00	8.270	85.051	100.091	823.650	24.344	1032.919	3.486
1102.500	952.500	577.500	15.00	15.00	15.00	8.358	85.249	100.069	834.179	22.844	1069.005	3.608
1102.500	952.500	592.500	15.00	15.00	15.00	8.504	85.570	100.034	851.683	21.344	1126.018	3.800
1102.500	952.500	607.500	15.00	15.00	15.00	8.607	85.790	100.009	864.021	19.844	1167.531	3.940
1102.500	952.500	622.500	15.00	15.00	15.00	8.690	85.962	99.990	873.872	18.344	1201.583	4.055

Рис. 2.18. Табличное представление экономической модели

Расчет затрат на извлечение породы: 1) затраты на извлечение одного кубического метра породы (руб/ м³):

$$Z_{\text{п.}} = \left(C_{\text{и. п.}} + C_{\text{тр. п.}} \times \left(\sqrt{(X_{\text{ц. г.}} - X_{\text{бл.}})^2 + (Y_{\text{ц. г.}} - Y_{\text{бл.}})^2} + \left(\frac{|Z_{\text{к.}} - Z_{\text{гор.}}|}{i} \right) \right) \right) \times \gamma_{\text{п.}}; \quad (2.13)$$

2) затраты на извлечение вскрышного блока (млн руб.):

$$C_{\text{бл.}} = -Z_{\text{в.}} \times dX \times dY \times dZ. \quad (2.14)$$

Таким образом, при расчете соответствующих каждому блоку цены и затрат производится формирование экономической модели месторождения. Для этого необходимы данные о содержании полезных (и вредных) компонентов, их ценности, положении элементарных блоков в пространстве недр (их глубина, удаленность от центра залежи), стоимостных показателях используемых технологических процессов.

2.6. Применение блочно-модельного представления для визуализации результатов расчета напряженно-деформированного состояния

Интерполяционные методы могут применяться и к расчету геомеханических и технологических показателей в том случае, когда имеются данные о пространственном распределении наблюдаемых признаков (физико-механических свойств, энергий сейсмических событий, показателей НДС, рейтинговых геомеханических классификаций [34], буримости, взрываемости ГП и пр.).

Как пример реализации такого подхода можно привести перенос показателей НДС массива из программы SIGMA GT в GEOTECH-3D, что позволяет визуализировать в едином цифровом пространстве модели геологических, технологических и геомеханических объектов.

Для получения параметров НДС в БМ необходимо перенести информацию о величинах напряжений и деформаций в узлах сетки конечных элементов, получаемых в SIGMA GT, в цифровое пространство GEOTECH-3D (рис. 2.19) в виде точек с координатами (X, Y, Z) и атрибутами НДС (данные представлены в формате переноса из программы SIGMA GT): NEL — индекс точки центра элемента; S1, S2, S3 — максимальная, средняя и минимальная компоненты напряжения; E1, E2, E3 — максимальная, средняя и минимальная компоненты деформации; AX, AY, AZ, BX, BY, BZ, CX, CY, CZ — значения углов, образуемых векторами напряжений и деформаций с координатными осями X, Y, Z; ORT, SHTR — категории состояния выработок.

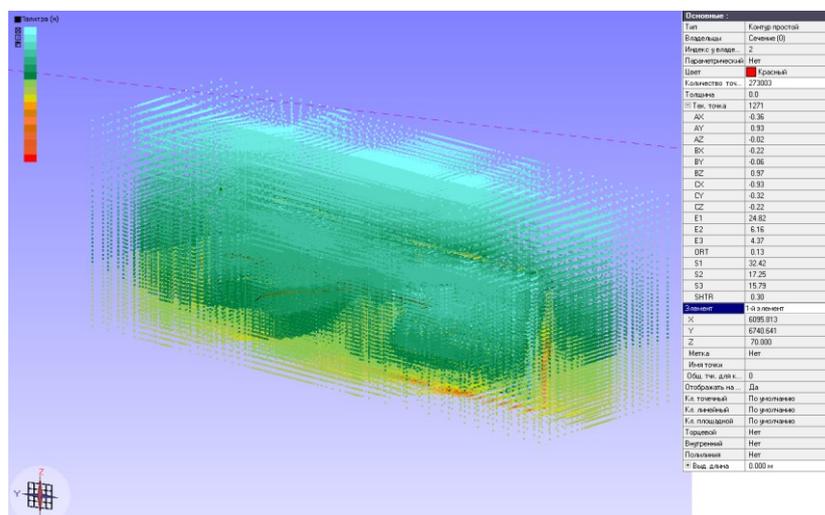


Рис. 2.19. Точки сеточной области с привязанными к ним в виде атрибутов значениями напряжений и деформаций

Для интерполяции значений НДС в БМ используется метод дистанционного взвешивания (рис. 2.20).

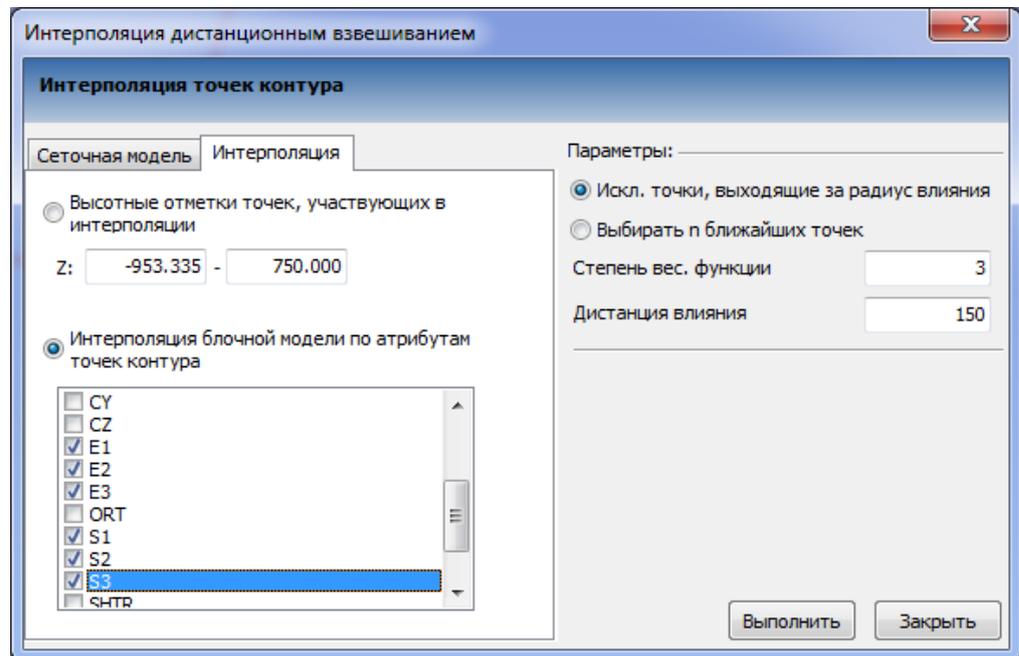


Рис. 2.20. Инструмент интерполяции данных НДС в GEOTECH-3D

Список атрибутов берется из импортированного файла, сформированного по результатам расчёта НДС. Для каждого выбранного атрибута в БМ создаётся отдельный компонент, и по каждому компоненту осуществляется интерполяция с помощью метода обратных расстояний. Показатель в каждом блоке рассчитывается по формуле:

$$V = \frac{\sum_{i=1}^N V_i d_i^{-m}}{\sum_{i=1}^N d_i^{-m}}, \quad (2.15)$$

где V_i — значение атрибута узла сети конечных элементов, участвующего в расчете; d_i — расстояние от рассматриваемого центра блока до точки, участвующей в расчете; N — число точек, участвующих в расчете; m — показатель степени.

На все компоненты блочной модели назначается цветовая палитра для визуализации величины НДС (рис. 2.21). Для отображения значений напряжений или деформаций в определенной плоскости по БМ может быть построен разрез произвольной ориентации (рис. 2.22).

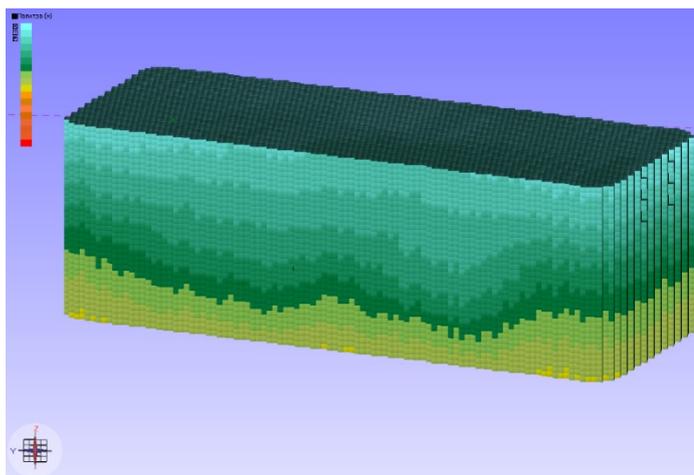


Рис. 2.21. БМ распределения компоненты максимального напряжения

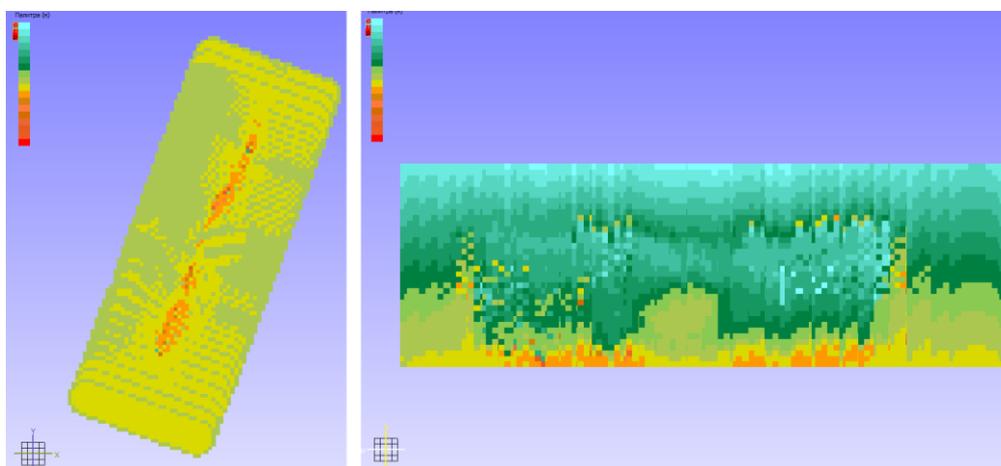


Рис. 2.22. Отображение максимальной компоненты напряжения на горизонтальном и вертикальном разрезах

2.7. Применение блочно-модельного представления для районирования массива шахтных и карьерных полей по параметрам геотехнологии

Подход, основанный на блочно-модельном представлении технологических показателей, позволяет перейти от общих усредненных представлений о параметрах технологии эксплуатируемых или перспективных месторождений к дифференцированным по участкам шахтного поля. Отличительная черта методики обоснования технологии — последовательное формирование пространственно-координированной БД, характеризующей месторождение: граничные условия применения и конструктивные особенности систем разработки, свойства искусственных массивов на основе вторичного сырья, дифференциация шахтного поля по совокупности основополагающих факторов (рис. 2.23).

При районировании используется вся полученная в пределах шахтного поля пространственно-координированная информация, включающая: данные геологоразведочного бурения скважин и опробования в горных выработках, маркшейдерских замеров; результаты определения физико-механических свойств, структурной нарушенности и категории удароопасности породных и искусственных массивов; фактические и расчетные значения параметров систем разработки, технико-экономических показателей технологии.

По предлагаемой методике месторождение разделяется на технологические зоны, где применение той или иной системы разработки наиболее эффективно, а в результате обоснования параметров технологии она удовлетворяет необходимым требованиям и ограничениям. В такой постановке методика была апробирована при районировании месторождения, эксплуатируемого подземным рудником ООО «Ловозерская горно-обогатительная компания (ГОК)». В связи с малой мощностью РТ (1 ÷ 4 м) ранее задача решалась в плоской постановке [35].

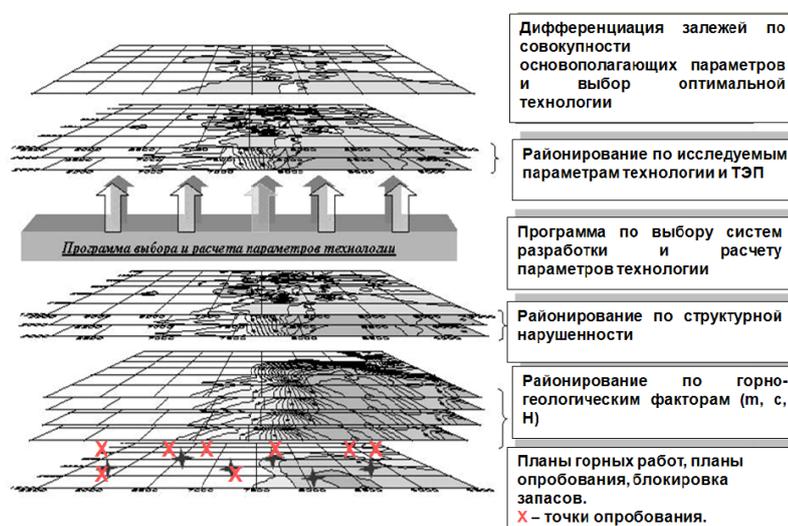


Рис. 2.23. Схема формирования пространственно-координированных БД месторождений

Обоснование параметров комбинированной геотехнологии и полноты извлечения запасов комплексных руд потребовало решения задачи в объемной постановке на основе блочных моделей РТ и вмещающих пород. Предложенный подход также апробирован на ряде месторождений Кольского полуострова: Ковдорском месторождении комплексных бадделейт-апатит-магнетитовых руд (БАМР) АО «Ковдорский ГОК»; «Олений ручей» и «Партомчорр» ЗАО «Северо-западная Фосфорная Компания (СЗФК)» (рис. 2.24).

В общем случае определение границ перехода от открытых к подземным горным работам заключается [36] в определении ценности ПИ в каждом блоке, оценке затрат на извлечение рудных и вскрышных блоков; автоматизированном горно-геометрическом анализе границ карьера с помощью системы вложенных контуров и оценке углов наклона бортов по секторам и высотным отметкам; обосновании и детальном технологическом расчёте базовых вариантов границ карьера при технико-экономическом сравнении с вариантами подземного рудника.

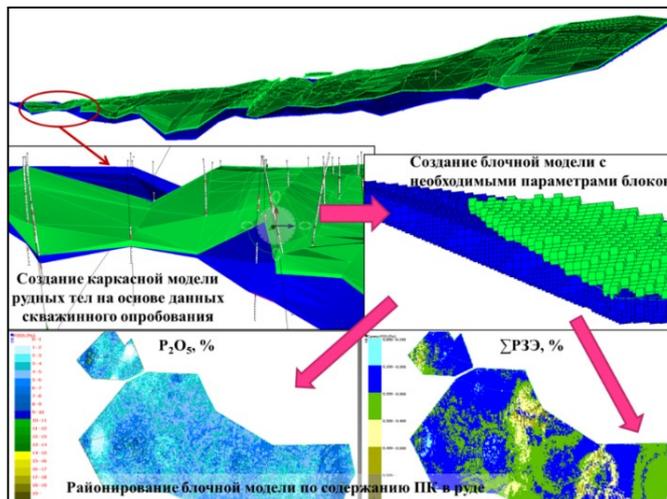
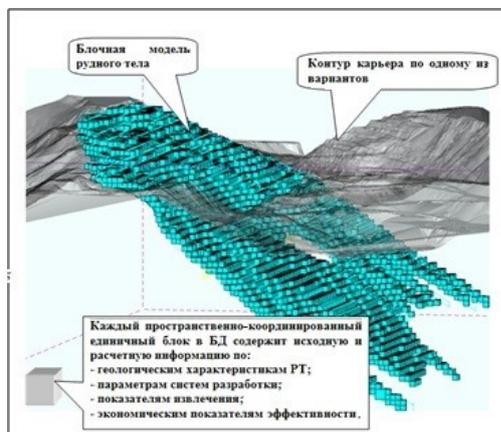
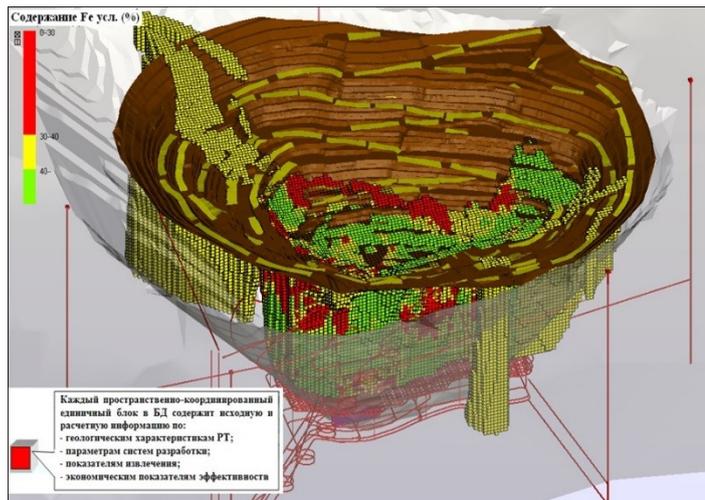


Рис. 2.24. Решение задач обоснования параметров комбинированной геотехнологии на основе блочных моделей РТ и вмещающих пород

Предложенный подход предполагает экономическую оценку ожидаемых и фактических результатов эксплуатации месторождений, распределение дохода с учётом всех ресурсов, включая стоимость запасов месторождений. В результате сопоставления совокупного дохода при отработке месторождения по вариантам определяются рациональная глубина карьера и мероприятия, способствующие повышению эффективности отработки руды открыто-подземного яруса [37, 38].

2.8. Развитие блочно-модельного представления геомеханических свойств массива горных пород с использованием усовершенствованных рейтинговых оценок

В зарубежной горно-технической практике начиная с середины 1970-х гг. стали широко использовать рейтинговую классификацию профессора Д. Лобшира, которая определяет основные параметры горных работ по результатам геологоразведочных работ, что может быть весьма полезным для предварительной оценки параметров открытой подземной и комбинированной геотехнологии. Рейтинговые классификации скальных массивов (системы оценки качества геологической среды) являются основой эмпирического подхода в проектировании горных работ. Они создавались как средство обобщения результатов, накопленных в процессе натурных исследований, и теперь широко используются на предварительной стадии проектирования различных объектов в странах с развитой горнодобывающей промышленностью. В последнее время и в отечественной практике подобные системы оценки качества массива ГП учитываются при выборе параметров подземных систем разработки ПИ [39].

Наиболее привлекательной представляется геомеханическая классификация профессора Д. Лобшира MRMR (*Mining Rock Mass Rating* — горный рейтинг массива пород) [40–42], поскольку она разработана непосредственно для ведения горных работ и является наиболее гибкой для оценки качества геологической среды. Она позволяет надёжно определять степень устойчивости (обрушаемости) пород, подбирать типы и параметры крепления выработок, параметры конструктивных элементов систем с обрушением на основе анализа обширного опыта в этой области.

Алгоритм определения рейтинга массива MRMR представлен на рис. 2.25. Величина рейтинга MRMR определяется суммой частных рейтингов, учитывающих прочностные характеристики массива, количественные и качественные характеристики трещиноватости, которые, в свою очередь, умножаются на поправочные коэффициенты выветривания, ориентации трещин, напряжённого состояния, гидрогеологии и др., и выражается формулой:

$$\text{MRMR} = (R_{\sigma_{\text{пл}}} + R_{\text{КТ}} + R_{\text{УТ}}) \times k, \quad (2.16)$$

где $R_{\sigma_{\text{пл}}}$ — прочность породного блока; $R_{\text{КТ}}$ — рейтинг по количеству трещин; $R_{\text{УТ}}$ — рейтинг условий трещиноватости; k — коэффициенты, учитывающие выветривание, ориентацию трещин, напряжения в массиве, взрывание, наличие подземных водопритоков. Подробности вычисления частных коэффициентов приведены в [39–43]. В качестве примера приведем оценку рейтинга MRMR массива ГП месторождения «Олений ручей».



Рис. 2.25. Алгоритм определения рейтингового показателя MRMR по классификации профессора Д. Лобшира

Висячий бок РТ месторождения «Олений ручей» сложен в основном фойяитами и ювитами с пределом прочности на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) 130 МПа, модуль трещиноватости ($M_{тр}$) — 5 тр/м (расстояние между трещинами — 0,2 м), следовательно, получаем [43]:

$$\sigma_{бл} = \sigma_{сж} \times 0,8 \times k = 130 \times 0,8 \times 0,85 = 88, \quad (2.17)$$

где $k = 0,85$ — поправочный коэффициент, который вычислен с учетом, что трещины заполнены натролитом с крепостью по шкале Мооса, равной 5. Рейтинговый показатель $R\sigma_{бл} \approx 21$. $R_{КТ} = 3$ для глубины до 100 м, $R_{КТ} = 9$ для глубин 100–300 м, $R_{КТ} = 16$ для глубин более 300 м.

Значения рейтингового показателя по закрытым трещинам ($R_{УТ}$) определяются по характеру трещиноватости: трещины — волнообразные, разнонаправленные ($A = 100\%$), их стенки шероховатые, волнистые ($B = 80\%$), выполнены в основном натролитом с коэффициентом крепости по шкале Мооса — 5 ($E = 95\%$) [43]:

$$R_{УТ} = 40 \times \frac{A}{100} \times \frac{B}{100} \times \frac{C}{100} \times \frac{D}{100} \times \frac{E}{100} = 40 \times \frac{100}{100} \times \frac{80}{100} \times \frac{95}{100} \approx 30. \quad (2.18)$$

Дальнейшая оценка произведена с учетом зависимости трещиноватости от глубины [31]: до глубины 100 м — максимально трещиноватые породы ($M_{тр} \approx 10$ тр/м); от 100 до 300 м — сильнотрещиноватые и среднетрещиноватые ($M_{тр} \approx 5$ тр/м); от 300 м — слаботрещиноватые скальные и полускальные породы ($M_{тр} \approx 2$ тр/м). При этом для всех глубин условия влажные, понижающий коэффициент 0,9.

Что касается величин напряжений, действующих в верхней зоне массива ГП, актуальной для строительства карьера, то абсолютные значения тектонических напряжений экспертами оцениваются в 10 МПа. Это, в свою очередь, менее 10 % от предела прочности пород на сжатие, следовательно, поправочный коэффициент по фактору напряженного состояния примем равным 1 или, в случае действия в массиве пород тектонических напряжений большей величины, 1,2. Однако для верхней зоны модуль трещиноватости составляет 10 тр/м, при этом поправка к рейтингу составит 0,8.

Окончательный результат оценки рейтинга приводит к следующим значениям. Для верхней части массива (до глубины 100 м):

$$MRMR = (R_{\sigma_{\text{бл}}} + R_{\text{КТ}} + R_{\text{УТ}}) \times k \approx (21 + 3 + 30) \times 0,9 \times 0,8 \approx 38. \quad (2.19)$$

Для глубины 100–300 м:

$$MRMR = (R_{\sigma_{\text{бл}}} + R_{\text{КТ}} + R_{\text{УТ}}) \times k \approx (21 + 9 + 30) \times 0,9 \times (1 \div 1,2) \approx 54 \div 65. \quad (2.20)$$

Глубже 300 м:

$$MRMR = (R_{\sigma_{\text{бл}}} + R_{\text{КТ}} + R_{\text{УТ}}) \times k \approx (21 + 16 + 30) \times 0,9 \times (1 \div 1,2) \approx 60 \div 72. \quad (2.21)$$

Как видно из результатов расчетов, ГП месторождения «Олений ручей» в верхней части (до глубины 100 м) без учета покрывных маренных отложений принадлежат к четвертому классу пород и характеризуются низкой устойчивостью. ГП, залегающие на глубине от 100 до 300 м, при действии низких значений тектонических напряжений принадлежат к третьему классу и характеризуются средней устойчивостью, а при действии высоких тектонических напряжений будут принадлежать ко второму классу и характеризоваться хорошей устойчивостью. На глубине 300 и более метров ГП относятся в большей степени ко второму классу и имеют хорошую устойчивость.

Помимо рекомендаций по выбору конструктивных параметров подземных систем разработки с обрушением, определению гидравлического радиуса, типа и параметров крепления горных выработок, пролетов камер, профессором Д. Лобширом были разработаны рекомендации по выбору приблизительных значений углов откосов борта карьера на основе рассчитанного рейтинга MRMR (табл. 2.2). Рекомендованные углы для массивов пород различных карьеров Северо-Запада России представлены в табл. 2.3.

Таблица 2.2

Приблизительные значения углов откосов бортов карьеров в соответствии с классом ГП по Лобширу [43]

Класс пород	1	2	3	4	5
Угол откоса борта карьера	$75 \pm 5^\circ$	$65 \pm 5^\circ$	$55 \pm 5^\circ$	$45 \pm 5^\circ$	$35 \pm 5^\circ$

Таблица 2.3

Величины углов откосов бортов карьеров в соответствии с классом ГП по Лобширу для карьеров Северо-Запада России [43]

Рейтинг MRMR	81 ÷ 100	61 ÷ 80	41 ÷ 60	21 ÷ 40	5 ÷ 20
Класс пород по Лобширу	1	2	3	4	5
Угол откоса борта карьера	$65 \div 70^\circ$	$60 \div 65^\circ$	$50 \div 60^\circ$	$35 \div 50^\circ$	$< 35^\circ$

На основе рассчитанного рейтинга ГП месторождения «Олений ручей» для карьера рационально применять следующие варианты углов откоса борта: для глубины до 100 м — $35 \div 50^\circ$; от 100 до 300 м — $50 \div 60^\circ$; глубже 300 м — до 65° . Районирование результата оценки рейтингов по глубине представлено на рис. 2.26.

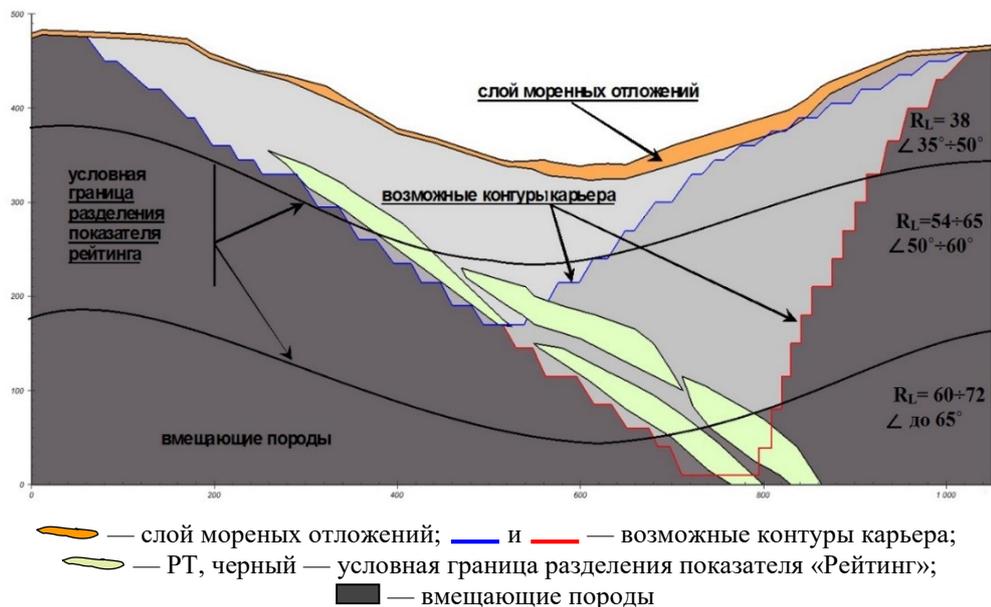


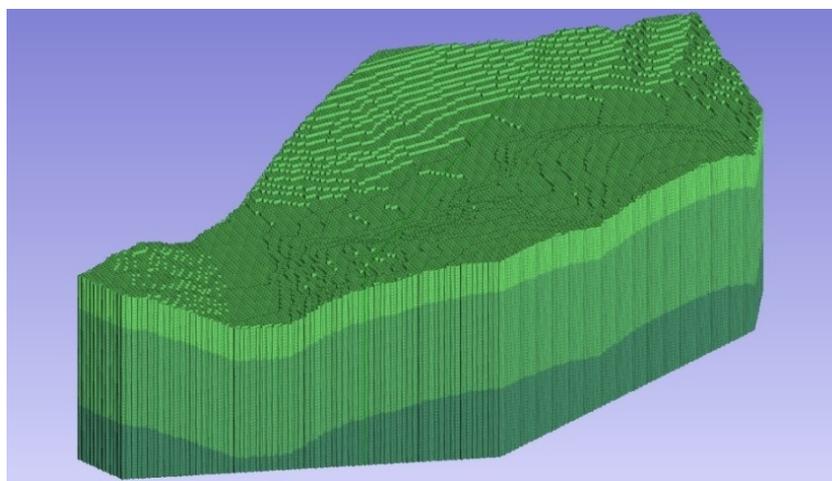
Рис. 2.26. Схема районирования карьера «Олений ручей» с положением условных границ рейтингов и углов наклона участков борта карьера

Рейтинговая классификация MRMR применима к объемной блочно-модельной среде, где каждый элементарный блок может иметь свой индивидуальный показатель (рис. 2.27), обусловленный его расположением. В ГГИС MINEFRAME была построена БМ вмещающих пород. Размеры блоков установлены $10 \times 10 \times 10$ м с рангом субблокирования 2. Блокам до глубины 100 м относительно дневной поверхности присвоен рейтинг 1. На глубине 100 ÷ 300 м от дневной поверхности — рейтинг 2. Для блоков, лежащих на глубине более 300 м, — рейтинг 3.

На рисунке 2.27 приведен пример применения районирования массива ГП в окрестности карьера «Олений ручей» согласно результатам рейтинговой оценки. Границей разделения блочной среды является установленная глубина при расчете рейтинга.

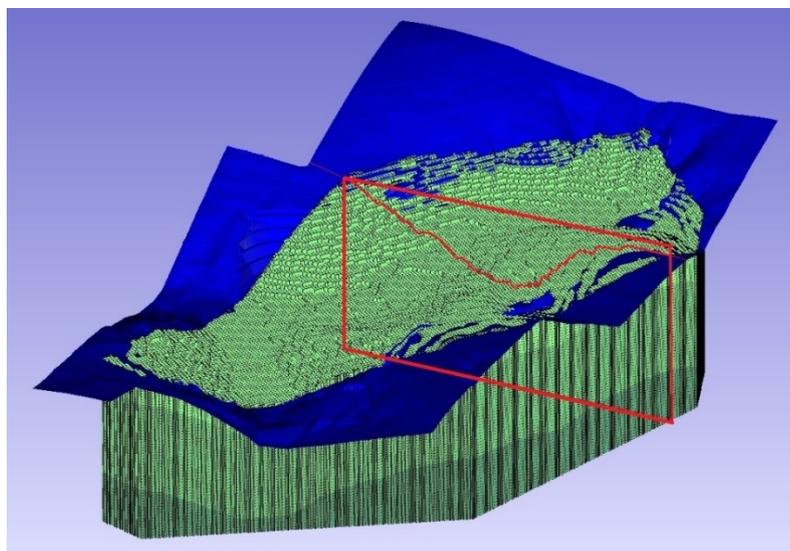
Наложение на полученную БМ поверхности карьерной выемки (рис. 2.28) позволяет проанализировать на разрезах, в какие зоны попадают применяемые параметры открытой геотехнологии (рис. 2.29). На разрезах видно, в зоны с каким рейтингом попадает тот или иной участок борта карьера и существует ли потенциал к изменению параметров геотехнологии в его пределах (укручению / выполаживанию). Таким образом, верхняя часть борта карьера до глубины 100 м относительно дневной поверхности может быть сформирована под углом до 50° . На глубине 100–300 м от дневной поверхности формирование борта

возможно под углом до 60° . Если глубина карьера составит более 300 м, то формирование борта возможно под углом до 65° . Необходимо отметить, что при блочном моделировании по рейтинговой классификации MRMR в данном примере не учитывалась технология ведения БВР, наличие крупных неоднородностей или ослабленных зон.



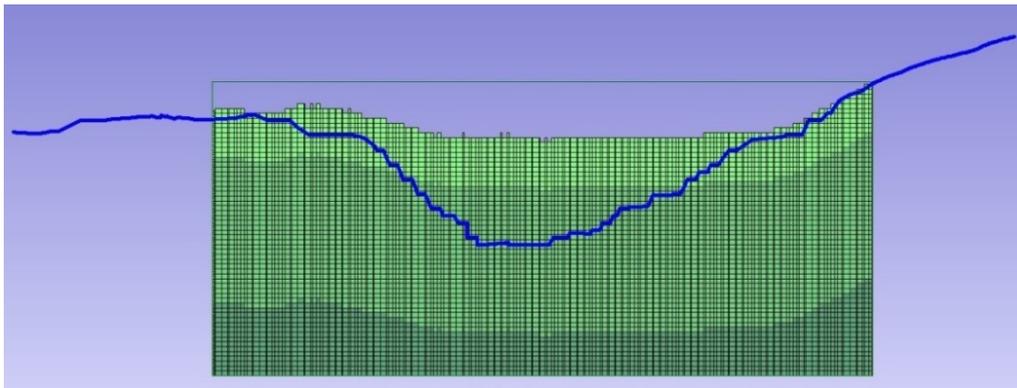
■ — блоки с рейтингом 38 до глубины 100 м; ■ — блоки с рейтингом 54 ÷ 65 для глубины 100–300 м; ■ — блоки с рейтингом 60÷72 глубже 300 м

Рис. 2.27. Объемное блочное районирование массива пород в окрестности карьера «Олений ручей» по показателю MRMR



■ — поверхность борта карьера; ■ — положение разреза

Рис. 2.28. БМ массива пород с нанесенной поверхностью возможного контура карьера «Олений ручей»



 — контур карьера

Рис. 2.29. Пример построения разреза в блочной среде массива пород

2.9. Разработка программных и методических средств оценки устойчивости борта карьера на основе моделирования блочной структуры массива

В результате многолетних исследований в ГИИ КНЦ РАН был разработан подход к оценке устойчивости участка борта карьера на основе пространственного блочно-модельного представления прибортового массива пород [44, 45]. Математическая модель основана на представлении о массиве ГП как о блочной среде, взаимодействие блоков которой определяется через силы трения и сцепления на их границах. Устойчивым считается такое состояние, при котором для каждого отдельного блока и их структурных групп скатывающие усилия не превышают суммарной величины трения и сцепления, препятствующих этому.

Для построения математической модели принимаем, что блочное строение массива характеризуется тремя системами трещин, оконтуривающих блоки. Для оценки устойчивости массива вблизи откоса используется трёхмерная БМ среды. При этом блоки, не подсечённые свободной поверхностью, имеют одинаковую форму и размер, задаваемые системой трещин. Схема взаимодействия блоков может быть представлена совокупностью вертикальных сил, действующих на грани отдельных блоков (рис. 2.30):

$$\{B_{i, j, k} | (F_{11} + F_{12} + F_{21} + F_{22} + F_{31} + F_{32} + P = 0)\}, \quad (2.22)$$

где $B_{i, j, k}$ — блок с индексами i, j, k соответственно по осям n_1, n_2, n_3 ; $F_{11} \dots F_{32}$ — обусловленные гравитацией вертикальные силы, действующие на соответствующие грани блоков.

Следует помнить, что нормали плоскостей граней должны быть направлены наружу блока. На общие грани соседних блоков действуют одинаковые силы противоположной направленности. Направление силы определяется по правилу: если нормаль плоскости грани направлена вверх от горизонта, то сила F , действующая на грань, направлена вниз, и наоборот. $P = M \times g$ — вес блока, где g — ускорение свободного падения.

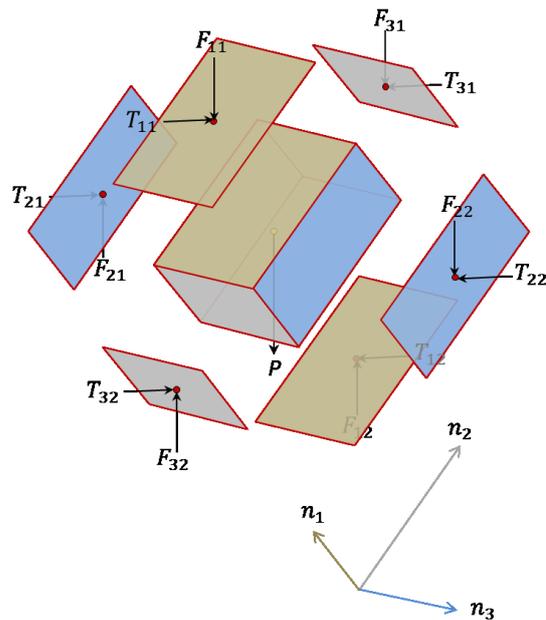


Рис. 2.30. Вертикальные силы (F) и горизонтальные напряжения (T), приложенные к граням блока

Процедура расчёта устойчивости борта карьера является итерационной и включает: задание области для формирования модели блочной среды; расчёт скатывающих и удерживающих сил, действующих на блоки; оценку вероятности вывала и обрушения. При этом рассматривается два основных механизма потери устойчивости: сдвигание по конкретной грани и разрушение структурно ослабленного блока.

Разработанные программные средства реализованы в виде модуля графического редактора GEOTECH-3D [44]. Конкретный пример оценки устойчивости рассматривается в гравитационной постановке. Учёт действия в массиве пород поля напряжений гравитационно-тектонического вида является перспективой данных исследований. Полученные результаты оценки устойчивости следует рассматривать как поисково-оценочные, полезный эффект которых состоит в поисках путей дальнейшего развития возможных методов геомеханической оценки устойчивости на базе разрабатываемого ПО.

Расчет устойчивости произведен на примере карьера, обрабатывающего месторождение «Олений ручей». Модель карьера выбрана в варианте бортов, поставленных в конечное положение. Основными характеристиками, необходимыми для выполнения расчета устойчивости, являются: азимут простирания системы трещиноватости, град; угол падения системы трещиноватости, град; расстояние между трещинами для данной системы трещиноватости, м; сцепление по трещине для данной системы трещиноватости, Па; угол внутреннего трения для данной системы трещиноватости, град; плотность слагающих массива пород, t/m^3 . Для карьера выбраны три системы трещин — С, Р, S1, основные характеристики которых приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Параметры основных систем трещиноватости по сводной выборке замеров с поверхности для месторождения «Олений ручей» [46]

Плотность, max %	Ранг трещин, от — до (мода)	Азимут падения, ° центр	Угол падения, ° центр	Протяженность единичной трещины		Частота трещин — расстояние по нормали (среднее), м
				размах, м	средняя, м	
<i>Система № 1 (С)</i>						
2,20	1–5 (3)	267	48	4–350	15,6	В сериях 0,21 Единичное 3,17
<i>Система № 2 (Р)</i>						
3,00	1–3 (2)	103	45	4–220	16,3	В сериях 0,19 Единичное 2,54
<i>Система № 3 (S1)</i>						
5,10	1–4 (2)	120	85	3–75	15,49	В сериях 0,20 Единичное 2,34

Сцепление C' и угол внутреннего трения φ' для всех трех систем трещиноватости заданы одинаковыми и соответствуют среднему значению показателей для уртитов с различными включениями (табл. 2.5). Таким образом, в модель расчетной схемы карьера заложены следующие параметры: 1) системы трещиноватости: № 1 — $A_{z1} = 260^\circ$, угол падения $\alpha_1 = 48^\circ$, расстояние между трещинами $l_1 = 3,17$ м; № 2 — $A_{z2} = 103^\circ$, угол падения $\alpha_2 = 45^\circ$, расстояние между трещинами $l_2 = 2,45$ м; № 3 — $A_{z3} = 120^\circ$, угол падения $\alpha_3 = 85^\circ$, расстояние между трещинами $l_3 = 2,34$ м; 2) сцепление по трещинам $C' = 0,32$ МПа; 3) угол внутреннего трения по трещинам $\varphi' = 28^\circ$; 4) плотность вмещающих пород $\gamma = 2,85$ т/м³.

Таблица 2.5

Данные по результатам испытаний образцов ГП на сдвиг со сжатием по открытой трещине

Номер пробы / Порода	Номер скважины	Интервал отбора, м	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, °
1	2	3	4	5
13,1 / Уртит полевошпатовый со сфеном, среднезернистый, массивный	1 ИГ	54,43–54,75	0,82	25
13,3 / Уртит полевошпатовый со сфеном, титаномагнетитом, среднезернистый, массивный	3 ИГ	17,64–17,94	0,22	26
13,4 / Уртит полевошпатовый со сфеном (жильный), титаномагнетитом, среднезернистый, массивный	3 ИГ	22,00–22,17	0,02	29
1 / Уртит пегматойдный с зоной милонитизации	4 ИГ	83,56–83,97	0,72	22

1	2	3	4	5
2 / Уртит массивный, среднезернистый	6 ИГ	107,00–107,50	0,03	33
3 / Уртит массивный, среднезернистый	6 ИГ	107,77–108,47	0,18	27
4 / Уртит массивный, среднезернистый	8 ИГ	49,97–50,20	0,90	26
С11ИГ-1 / Уртиты массивные, мелко-, среднезернистые, с полевым шпатом и сфеном	11 ИГ	2,95–3,23	0,06	29
С14ИГ-1 / Уртит неравномерно-зернистый, массивный	14 ИГ	21,62–21,74	0,09	31
С14ИГ-2 / Уртит неравномерно-зернистый, массивный	14 ИГ	30,90–31,17	0,14	28
Среднее значение			0,32	28

При оценке устойчивости элементов открытой геотехнологии вмещающий массив моделируется как блочная среда, разделённая на блоки размерами, задаваемыми системами трещиноватости, имеющими место в его (массива пород) пределах. Грани блоков задаются плоскостями и имеют пространственную ориентацию, соответствующую заданным системам трещиноватости.

Моделируемая область имеет размеры $2,0 \times 4,0 \times 0,5$ км, в ее пределах расположен объект исследования — массив пород, вмещающий в себя карьер «Олений ручей». В соответствии с заданными условиями в автоматическом режиме была выполнена оценка устойчивости блочной среды в приконтурном массиве карьера. По результатам моделирования построена поверхность, ограниченная с одной стороны выработанным пространством, а с другой — неустойчивыми блоками. Результат оценки устойчивости приведен на рис. 2.31.

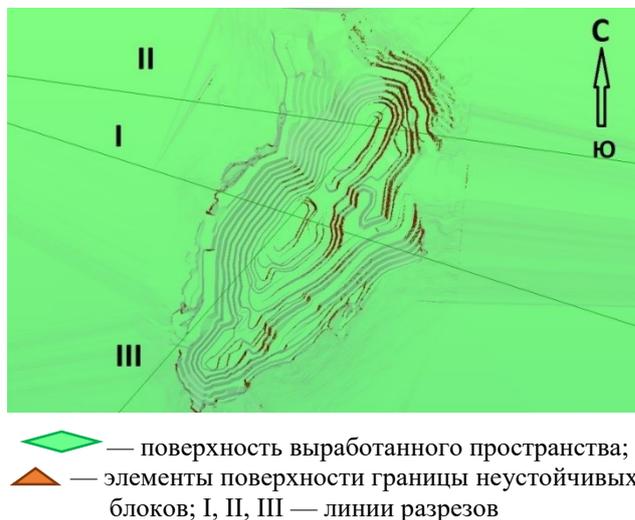
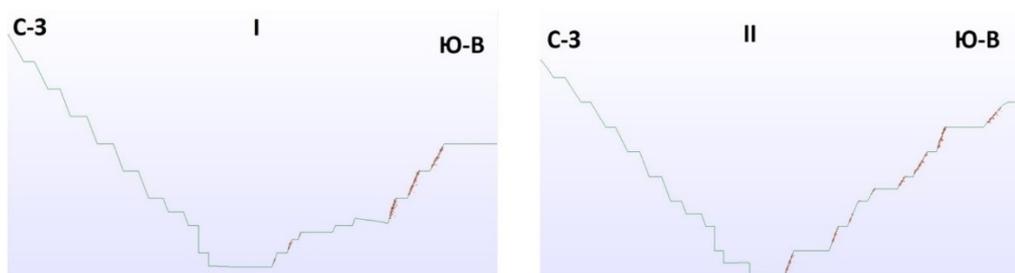


Рис. 2.31. Пример оценки устойчивости приконтурного массива карьера «Олений ручей» в плане

На рисунке 2.31 дан вид карьера «Олений ручей» сверху, с выделенными красным цветом зонами возможных локальных вывалов (разрушений откосов уступов). Наибольшее количество локальных зон неустойчивости отмечается в северо-восточной и восточной частях карьера.

Рассмотрим более детально образование неустойчивых зон на поперечных разрезах карьера (рис. 2.32, а, б).



— контур карьера; Δ — зоны локальных вывалов в пределах отдельных уступов

Рис. 2.32. Поперечные разрезы для анализа устойчивости приконтурного массива карьера «Олений ручей»: а — разрез по линии I; б — разрез по линии II

На рисунке 2.32 видно, что неустойчивые блоки сосредоточены в юго-восточном направлении разреза карьера и расположены на поверхностях откосов уступов вглубь массива на величину не более 3–5 м. В данном случае неустойчивые блоки образуют локальные зоны в пределах только отдельных уступов. На рисунке 2.33 изображен поперечный разрез карьера вкрест простирания РТ.



— контур карьера; Δ — зоны локальных разрушений отдельных уступов

Рис. 2.33. Продольный разрез для анализа устойчивости приконтурного массива карьера «Олений ручей»

На поперечном разрезе (рис. 2.32) видно, что неустойчивые блоки образуются со стороны северо-восточного направления разреза. Образованные зоны локальной неустойчивости уходят вглубь массива на величину не более 3–4 м и приурочены к отдельным уступам.

Таким образом, на рассмотренном примере расчета устойчивости с использованием блочной модели карьера «Олений ручей» можно сделать вывод, что неустойчивые блоки образуют зоны локальных разрушений отдельных уступов в северо-восточной, восточной частях карьера, не оказывая влияния на борт карьера в целом или его участки. Разрабатываемый метод оценки устойчивости приконтурного массива пород карьера предполагается развивать для более полного и достоверного учёта систем трещин, параметров физических свойств массива и его напряжённого состояния.

2.10. Анализ горно-геологических условий залегания рудных тел

Решение о выборе способа и системы разработки месторождения, схем его вскрытия и подготовки невозможно принять без надлежащего представления о геологическом строении, гидрогеологических, физических и технологических свойствах массива. На сегодняшний день ГГИС MINEFRAME содержит набор инструментов, предназначенных для комплексного решения широкого круга геологических, маркшейдерских и технологических задач. Один из таких инструментов предназначен для проведения анализа ГГУ залегания РТ. Его работа осуществляется совместно со вспомогательными инструментами.

1. Определение параметров РТ (кровля / почва и торцы РТ) с возможностью их визуального представления в различном цветовом диапазоне. Инструмент необходим для последующего районирования месторождения по углам падения лежачего и висячего боков и выбора систем разработки.

2. Расчет мощности РТ, позволяющий производить вычисления следующих видов мощности залежи ПИ: вертикальная — рассчитывается как расстояние между верхним и нижним пересечениями вертикального луча с триангуляционной моделью; горизонтальная — рассчитывается по контуру РТ в горизонтальной плоскости с возможностью задания азимута направления пересечения; по аппроксимирующей поверхности (истинная) — определяется с использованием аппроксимирующей поверхности РТ; по кровле / почве — измеряется как расстояние между треугольниками, имеющими различные атрибуты кровли / почвы; по аппроксимирующей плоскости — измеряется относительно аппроксимирующей плоскости, проходящей через РТ.

Инструмент позволяет рассчитывать и назначать в качестве компонентов БМ угол и азимут соответствующего участка РТ, а также производить районирование месторождения по мощности РТ (рис. 2.34).

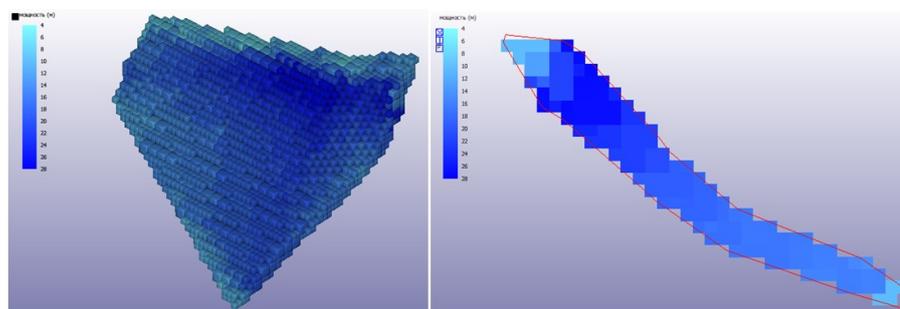


Рис. 2.34. Районирование участка месторождения по нормальной мощности РТ [10]

Инструмент «Анализ ГГУ» с учетом исходных данных, сформированных с помощью вспомогательных инструментов, позволяет рассчитывать горизонтальную площадь РТ, горизонтальную и истинную мощность РТ, а также мощность прослоев по следующим вариантам: по параметрам проекта — значения будут установлены из параметров текущего проекта; по координатной сетке — значения будут установлены по выбранной координатной сетке из представленного списка; по пользовательским значениям — можно задать произвольные пользовательские значения.

Данный инструмент позволяет автоматически формировать вертикальные разрезы для выбранного РТ с заданным шагом, в соответствии с которым автоматически определяются углы падения висячего и лежащего боков, а также нормальная мощность и рудные площади за вычетом целиков и в целиках. Продолжительность выполнения измерений и последующего анализа изменчивости ГГУ при таком подходе сокращается на порядок. Все параметры выводятся в табличной форме, что позволяет визуально оценить правильность расчетов и скорректировать значения при необходимости. Результатом расчетов являются графики распределения мощности РТ и породных прослоев, а также углов падения висячего и лежащего боков по каждому из РТ между разрезами. Расчет площади рудной зоны можно производить с любым количеством объектов, при этом алгоритм учитывает возможную дефрагментацию зоны при анализе моделей РТ сложной формы.

В качестве примера можно привести анализ условий залегания одного из месторождений апатит-нефелиновых руд. В автоматизированном режиме был выполнен подсчет площадей РТ погоризонтно с определенным шагом по высоте, что при наличии временных охранных целиков и сложном строении комплекса рудных тел представлялось весьма трудоемкой задачей при применении ручного метода счета. Использование разработанного инструмента позволило решить эту задачу достаточно быстро (рис. 2.35).

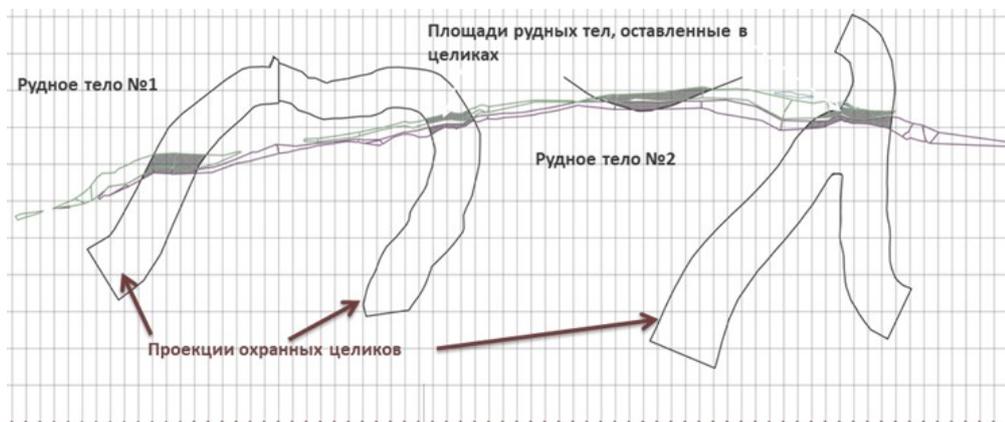


Рис. 2.35. Результат подсчета горизонтальных площадей РТ с учетом границ охранных целиков

Сформированная после выполнения соответствующих измерений и их обработки статистика распределения запасов по интервалам горизонтальной мощности приведена в табл. 2.6. На основе расчетов мощности и в соответствии с параметрами систем разработки производится районирование рудных залежей по способам ведения очистных работ.

Таблица 2.6

Распределение балансовых запасов руды месторождения (на высоту этажа)
по интервалам горизонтальной мощности

Интервал горизонтальной мощности, м	Балансовые запасы	
	тыс. т	%
< 8	715	0,6
8 ÷ 25	18841,9	17,1
25 ÷ 40 м	25039,3	22,7
40 ÷ 60	33299,7	30,2
60 ÷ 80	12691,7	11,5
80	19557,9	17,8

Таким образом, разработанные инструменты дают возможность при проектировании технологии разработки более точно учесть изменчивость ГГУ залегания для различных участков месторождения при помощи БМ с атрибутами мощности, азимута и угла падения РТ, что значительно сокращает затраты ручного непроизводительного труда, позволяет получить более достоверные результаты при выборе вариантов систем разработки и определении их параметров.

3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТКРЫТОЙ, ПОДЗЕМНОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ НА ОСНОВЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ЕЕ ОБЪЕКТОВ И ПРОЦЕССОВ

3.1. Алгоритмы и программные средства автоматизированного поиска рациональных границ карьера. Развитие методических подходов для определения экономически и технологически обоснованных конечных и этапных границ карьера

Определение границ карьеров на конец отработки является одной из важнейших задач проектирования, так как границы являются системообразующим фактором, оказывающим определяющее влияние на многие параметры и итоговые технико-экономические показатели отработки карьера. Современные геоинформационные технологии позволяют оперативно определять границы, но их оптимальность зависит от точности исходных данных, заложенных в ЭММ. Для того чтобы увеличить точность экономической модели, следует использовать итерационный подход к поиску границ карьера на конец отработки.

Необходимым условием формирования экономико-технологической БМ месторождения является наличие БМ РТ (пластов) и каркасной модели исходной поверхности. Для перехода к БМ следует выбрать область моделирования и размеры элементарных блоков (ЭБ). Для удобства формирования БМ инструмент должен иметь функции: послойного анализа (сверху вниз) ГМ месторождения, результаты которого в виде послойных (погоризонтных) запасов отображаются в виде таблицы, содержащей для каждого слоя такие параметры, как отметки слоев, среднее содержание учитываемых компонентов, запасы ПИ, кумулятивные содержания и запасы с увеличением глубины; задания границ области размещения БМ и параметров конуса выборки. Послойный анализ ГМ даёт общее представление о масштабе месторождения и позволяет точнее определиться с размерами области моделирования.

Следующим шагом является установление параметров области размещения БМ, которые, в свою очередь, определяют форму конуса выборки, задаваемую значениями, приведенными в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Параметры формы конуса выборки

№ яруса	Нижняя граница яруса (Z_n), м	Азимут границы сектора (α)			
		10	100	240	300
		Угол наклона борта (φ), °			
1	50	50	50	55	50
2	-40	55	55	60	55
3	-115	55	56	60	55

Минимальное число ярусов равно 1 (по умолчанию), поэтому углы наклона борта карьера для каждого азимута, выходящего из вертикальной оси центра тяжести месторождения, во всём диапазоне высот БМ постоянные. За центр тяжести принимается средневзвешенная координата (C) запасов ПИ. Нижняя граница яруса задаётся как абсолютная высотная отметка нижней границы области моделирования. По умолчанию это высотная отметка ($C.Z$) центра тяжести месторождения (C), координаты X, Y, Z которого рассчитываются по формулам (также можно использовать векторное сложение):

$$C.X = \frac{\sum_{i=1}^N P^i \times B.X^i}{\sum_{i=1}^N P^i}, \quad C.Y = \frac{\sum_{i=1}^N P^i \times B.Y^i}{\sum_{i=1}^N P^i}, \quad C.Z = \frac{\sum_{i=1}^N P^i \times B.Z^i}{\sum_{i=1}^N P^i}, \quad (3.1)$$

где N — количество рудных блоков ГМ (рудными будем считать блоки, ценность ПК которых превышает затраты на обогащение и последующий передел); $P^i = M_p^i \times D^i \times S^i$ — масса ПК в i -м рудном блоке ГМ; M_p^i — масса i -го рудного блока ГМ, т; D^i — доля руды в i -м рудном блоке ГМ; S^i — содержание ПК (может быть приведённым) в i -м рудном блоке БМ, % (г/т); $B.X^i, B.Y^i, B.Z^i$ — координаты геометрического центра рудного блока ГМ.

Для облегчения проверки создаваемой БМ на соответствие ГМ координата $C.Z$ смещается в сторону нижней границы слоя (табл. 3.1), в который $C.Z$ попала. То же самое делается в случае ручного изменения этого поля. Также задаётся число вертикальных плоскостей, проходящих через вертикальную ось центра тяжести месторождения и делящих месторождение на сектора по азимутам с разными генеральными углами наклона борта карьера.

После формирования таблицы производится построение конуса выборки (рис. 3.1), выходящего из точки с координатами ($C.X, C.Y$ — центр тяжести РТ; Z — нижняя граница БМ). При отличающихся углах наклона борта на границах секторов осуществляется интерполяция углов внутри сектора. Максимальная высотная отметка конуса выборки соответствует точке пресечения оси конуса с каркасной моделью поверхности рельефа (топоповерхности).

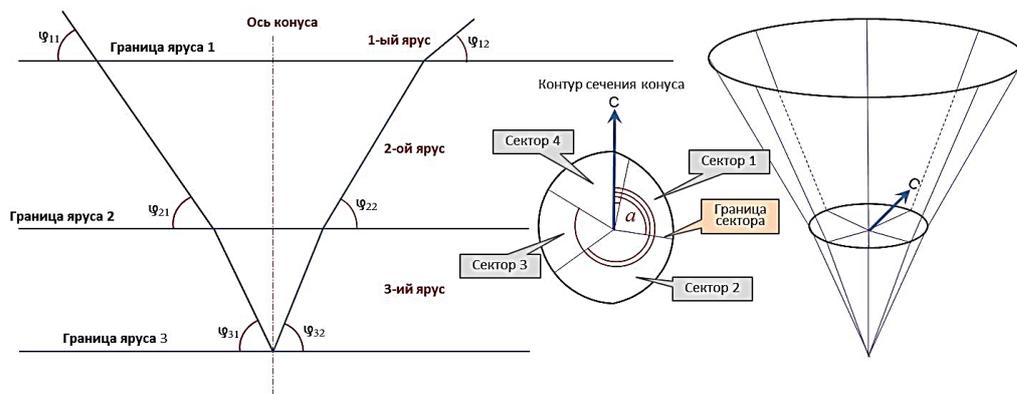


Рис. 3.1. Построение конуса выборки с учётом разделения области формирования экономико-технологической БМ на ярусы и сектора:

φ — угол наклона борта для границы сектора в диапазоне яруса; α — азимут границы сектора

Также отстраивается ось центра тяжести месторождения (координата Z нижней точки оси должна совпадать с нижней границей БМ). По вертикали вершина конуса может перемещаться только путём задания значения в нижней строке столбца «Нижняя граница яруса». При этом сам конус перестраивается.

Для предварительной оценки границ карьера, а при расчётах и для их остановки, используется параметр «Минимальная площадь дна», который задаёт минимальную суммарную горизонтальную площадь извлекаемых блоков горизонта, формирующих дно карьера (рис. 3.2).

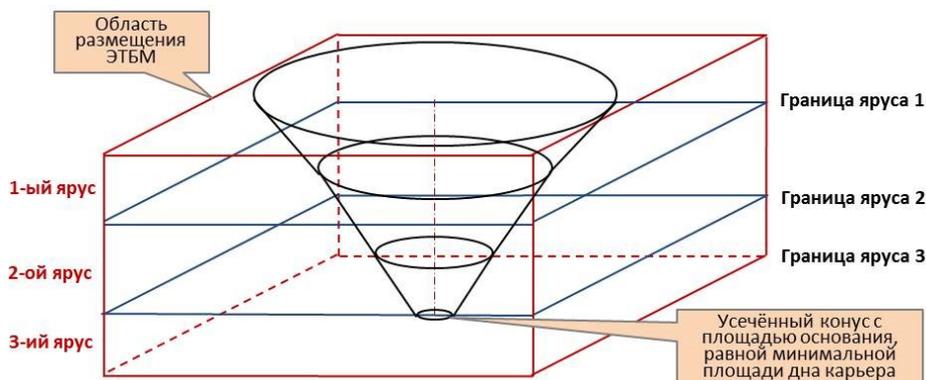


Рис. 3.2. Задание границ области размещения БМ

Модель усечённого конуса может перемещаться по горизонтальной плоскости, что позволяет скорректировать местоположение конуса, а следовательно, и последующее местоположение области размещения БМ. Усечённый конус может быть возвращён на исходные координаты X , Y (при вызове той же команды, что и возвращение для конуса выборки).

Для формирования БМ необходимо задать размеры блока (B). Горизонтальные размеры блока (X , Y) по умолчанию принимаются равными и рассчитываются исходя из требования прохождения линии борта карьера через центры блоков соседних горизонтов, формирующих этот борт. Для расчёта значения по умолчанию используется формула:

$$B \cdot X = B \cdot Y = B \cdot Z / \operatorname{tg}(\beta_{\max}), \quad (3.2)$$

где β_{\max} — максимальное значение угла наклона борта; Z — вертикальный размер блока.

Следующий шаг — формирование границ области размещения БМ в виде прямоугольного параллелепипеда по границам усечённого конуса (рис. 3.2). Оси X , Y параллелепипеда ориентированы по соответствующим осям ГМ рудного тела (тел). При формировании области добываемся кратности размещения блоков по осям X , Y , для чего увеличиваем соответствующие размеры в сторону большего.

Границы области по координатам X , Y , Z могут интерактивно изменяться, меняя размеры будущей БМ. Изменение границ по координатам X , Y происходит ступенчато, с шагом по осям, равным соответствующим размерам блока. Изменение границ по координате Z происходит также ступенчато, но с учётом

блочного строения ГМ, что позволяет после формирования БМ оценить точность переноса данных из ГМ в БМ.

Основной принцип итерационного подхода к определению границ карьера. Определение границ карьера осуществляется на основе ЭММ, опирающейся на расчет основных технологических процессов, общецеховых, обогатительных и общекombинатских расходов. Расчет данных расходов осуществляется с учетом масштабного фактора и физико-механических свойств руд и пород. При этом одним из его элементов является расчет транспортных затрат на вывозку руды и вскрыши. ОФ и отвалы вскрышных пород стремятся располагать как можно ближе к карьере, чтобы минимизировать транспортную работу. Но первоначально неизвестны (искомые) границы карьера и объемы вскрышных пород, подлежащих складированию в отвалы.

Сущность предлагаемого подхода заключается в последовательном уточнении расстояния транспортирования руды и вскрышных пород. Поиск оптимальных границ производится в несколько стадий на основании пересчета ЭММ. Таким образом, учитывается одна из наиболее затратных статей себестоимости добычи руды и извлечения вскрышных пород — транспортирование.

Для представления предлагаемого подхода использована упрощённая модель крутопадающего РТ с условным ПИ, пространственное распределение содержания которого задаётся путём интерполяции скважинного опробования [47]. Техничко-экономические показатели максимально приближены к реальным связанным с разработкой апатит-нефелиновых месторождений показателям.

Геологические запасы РТ составляют 7,87 млн м³, или 23,61 млн т при принятой плотности, равной 3 т/м³. Для работы алгоритмов поиска оптимальных границ карьера используются БМ следующих объектов геотехнологии: РТ, вскрышные породы и пространство выше границы топоповерхности (рис. 3.3).

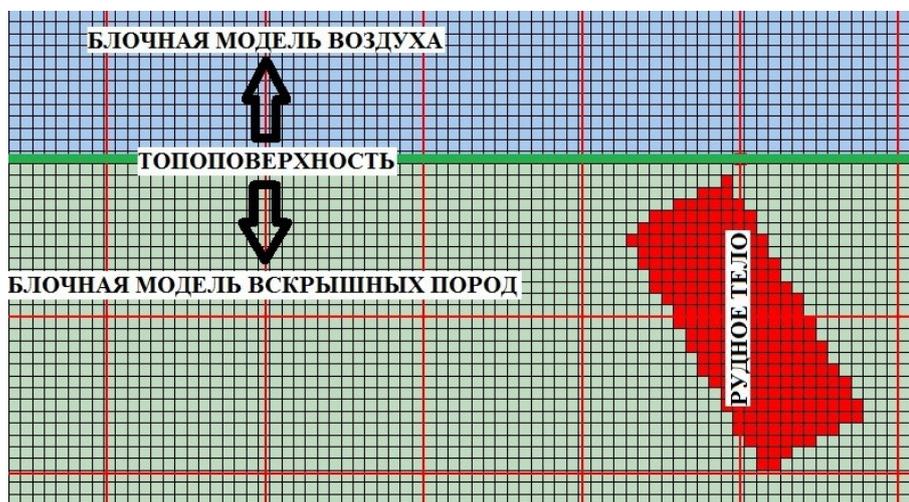


Рис. 3.3. БМ объектов геотехнологии

Экономическая модель РТ зависит не только от технико-экономических показателей разработки месторождения, но и от содержания ПК (рис. 3.4). Среднее содержание P_2O_5 в РТ составило 8,086 %.

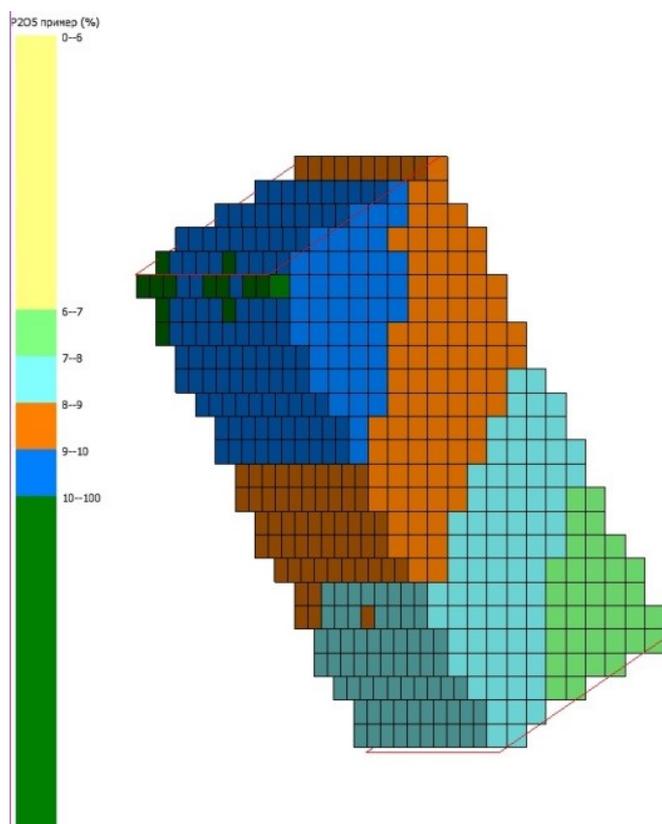


Рис. 3.4. Блочное представление распределения ПК

Поиск оптимальных границ карьера на конец разработки производится в несколько стадий с уточнением ЭММ. Описание процесса создания блочной ЭММ, порядок расчетов и результаты приведены в разделе 2.5.

Первая стадия поиска оптимальных границ карьера. В ГИС MINEFRAME для поиска границ реализован алгоритм профессора Д. С. Коробова, основанный на методе распределенных оценок [48]. Угол откоса бортов на конец разработки задается пользователем (в данном случае 45°). Алгоритм перебирает все блоки модели послойно — сверху вниз. Если блок имеет положительную ценность, то проверяется, выгодно ли его добывать. Для этого строится конус, в вершине которого находится данный блок, также проверяются сочетания рудных блоков. Таким образом, определяются вышележащие блоки, которые необходимо извлечь для добычи данного блока. Блок включается в контур карьера, если его ценность остается положительной после извлечения всех связанных с ним вышележащих блоков.

Работа алгоритма завершается после того, как будут проверены все блоки модели. В результате будет получен список блоков, которые составляют оптимальный карьер. Результат определения границ карьера на конец разработки по экономической модели первой стадии расчета представлен на рис. 3.5 и 3.6.

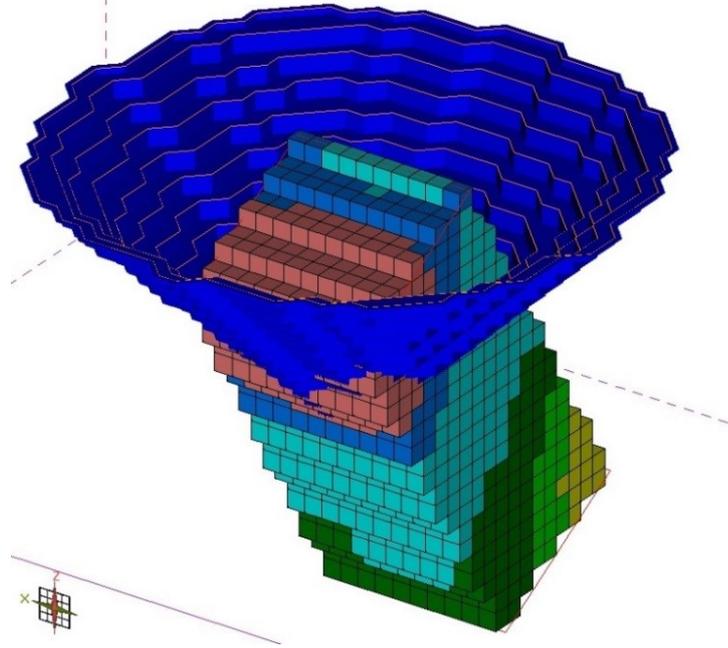


Рис. 3.5. БМ РТ и каркасная модель оптимального контура карьера (первая стадия расчета)

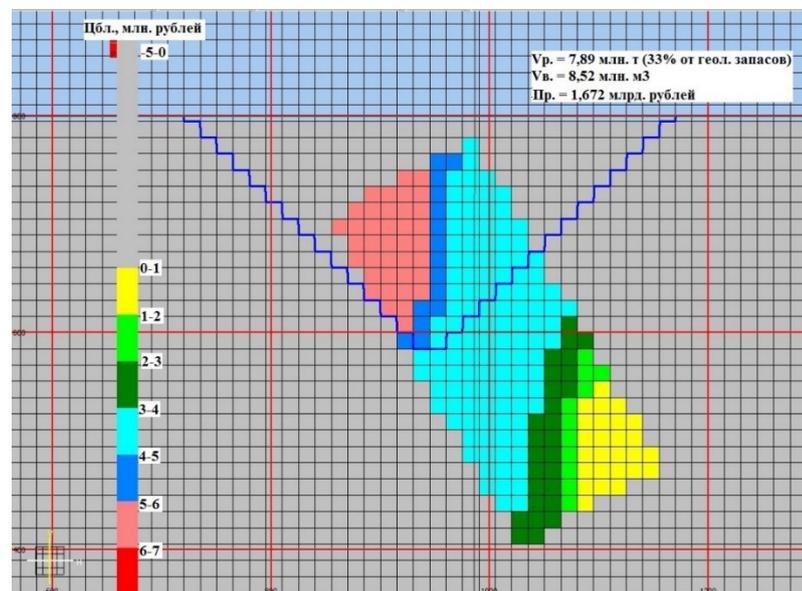


Рис. 3.6. Поперечный разрез математических границ карьера на конец разработки (первой стадии расчета)

Запасы добываемой руды составили 7,89 млн т (33 % от геологических запасов), объем извлекаемой вскрышной породы — 8,52 млн м³, расчетная недисконтированная прибыль от разработки месторождения — 1,64 млрд руб., извлекаемая ценность ПИ — 3,55 млрд руб. (42 % от общей ценности РТ).

Вторая и последующие стадии уточнения границ карьера. Границы карьера по результатам первой стадии расчета позволяют оценить масштаб будущего карьера, определить ориентировочные объемы руды, которую нужно будет доставить на фабрику, и объемы вскрышных пород, размещаемых в отвалах. На второй стадии производится моделирование условно-оптимальной схемы транспортирования, а также намечаются (если это необходимо) места расположения ОФ и отвала(ов).

Для того чтобы в будущем избежать проблем с возможным расширением границ карьера, при благоприятных экономических условиях рынка минерального сырья, определяем максимальный контур борта на конец отработки, за которым будут располагаться ОФ и отвалы.

После заложения трассы условно-оптимальной карьерной дороги для каждого горизонта намечаются точки начала заездов, а также определяются расстояния транспортирования от каждого горизонта до выезда на поверхность. Блоки транспортируются не к точке геометрического центра РТ в плоскости ХУ, как на первой стадии расчета, а к соответствующей точке начала заезда на горизонте по кратчайшему расстоянию с учетом поправочного коэффициента на объезд вокруг выработанного пространства ($\pi/2$), далее по дороге к выезду на концентрационный горизонт, а затем на ОФ или отвал. Это позволяет наиболее точно рассчитать индивидуальные расстояния транспортирования блоков и соответствующие затраты (руб/т):

$$Z_{\text{тр. р.}} = C_{\text{тр. р.}} \times \left(\sqrt{(X_{\text{гор.}} - X_{\text{бл.}})^2 + (Y_{\text{гор.}} - Y_{\text{бл.}})^2} / 1000 + L_{\text{тр.}} + L_{\text{тр. ф.}} \right), \quad (3.3)$$

где $C_{\text{тр. р.}}$ — себестоимость транспортирования руды, руб/т·км; $X_{\text{гор.}}$ — координата X начала заезда на горизонте, м; $X_{\text{бл.}}$ — координата X центра блока, м; $Y_{\text{гор.}}$ — координата Y начала заезда на горизонте, м; $Y_{\text{бл.}}$ — координата Y центра блока, м; $L_{\text{тр.}}$ — длина транспортирования с горизонта до выезда на поверхность, км; $L_{\text{тр. ф.}}$ — расстояние транспортирования до фабрики, км.

На графике (рис. 3.7) представлено сравнение суммарных длин транспортирования рудных блоков в горизонтальной плоскости. В данном случае уточнение расстояний транспортирования блоков на горизонтах привело к уменьшению общего расстояния транспортирования всех рудных блоков на 2,5 %, с 209,8 до 204,5 км, что привело к сокращению затрат.

Напомним, что на первой стадии учитывалось лишь ориентировочное расстояние до предполагаемого отвала без заезда на отвальный ярус. Делалось это для того, чтобы за счет задания небольшого резерва оценить максимально возможный объем отвала. На графике (рис. 3.8) представлено сравнение расчетных длин транспортирования от горизонтов до отметки выезда на поверхность с длинами, полученными при моделировании условно-оптимальной схемы транспортирования внутри конечных границ первой стадии расчета и транспортирования вскрышных блоков в отвал по усредненному расстоянию движения по нему. Увеличение суммарного расстояния

транспортирования вскрышных блоков на 30 % привело к увеличению суммарных затрат на извлечение вскрыши на 9 %.

Поиск оптимальных границ карьера на втором этапе производится на основе уточнённой ЭММ (рис. 3.9). Уточнение расстояний транспортирования и корректировка экономической модели привели к изменению границ карьера на конец отработки. Отметка дна в конечных границах второй стадии оценки составила +600 м, что на 15 м выше отметки дна границ первой стадии оценки (+585 м).

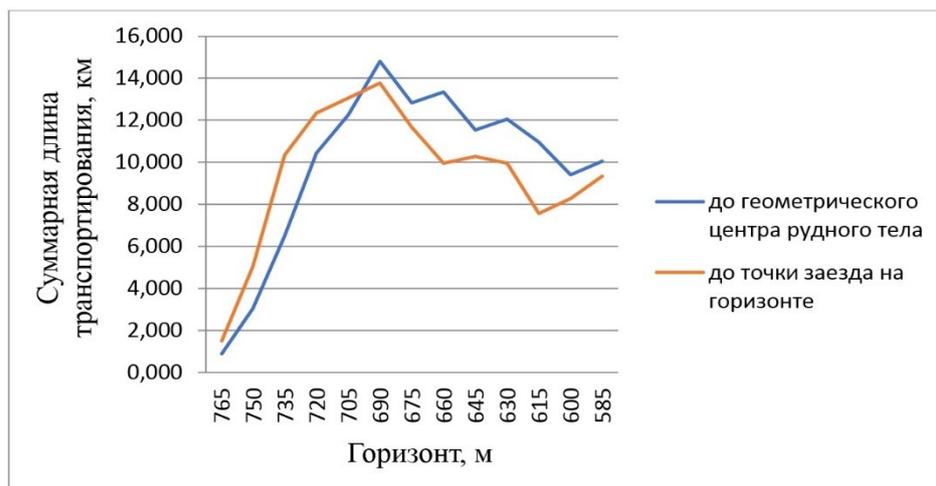


Рис. 3.7. Сравнение суммарных длин внутрикарьерного транспортирования блоков с горизонтами

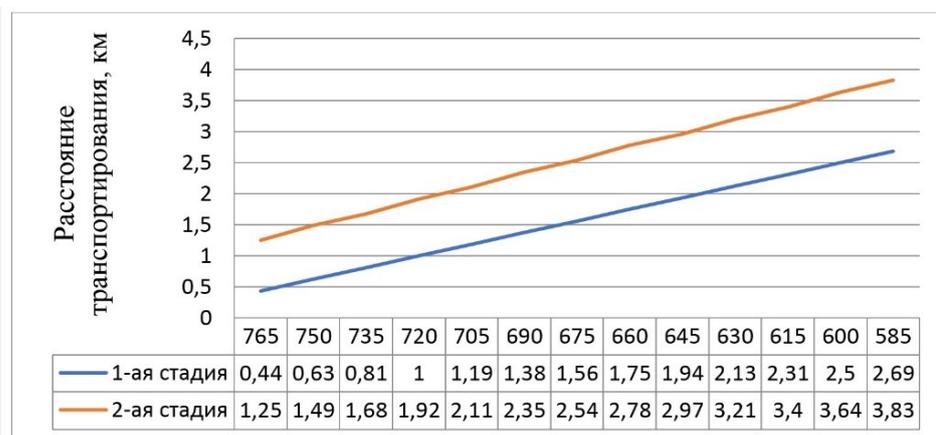


Рис. 3.8. График сравнения длин транспортирования вскрышных блоков первой и второй стадий расчетов

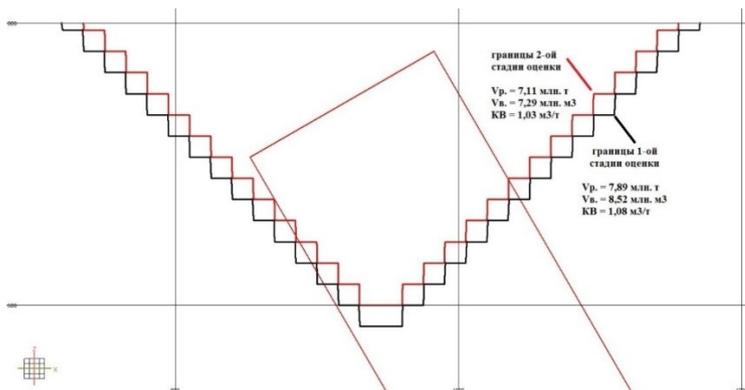


Рис. 3.9. Границы карьера по результатам первого этапа расчетов (первая и вторая стадии)

Запасы добываемой руды (V_p) в границах второй стадии расчёта составили 7,11 млн т (30 % от геологических запасов), объем извлекаемой вскрыши (V_v) — 7,29 млн м³, расчетная недисконтированная прибыль от разработки месторождения по экономической модели второй стадии оценки — 1,45 млрд руб., извлекаемая ценность РТ — 3,22 млрд руб., 43 % от общей ценности РТ (табл. 3.2). Объем отвала уменьшился на 15 %, с 10,25 до 8,74 млн м³.

Таблица 3.2

Сравнение показателей границ первой и второй стадий по экономической модели второй стадии оценки

Границы	V_p , млн т	V_v , млн м ³	K_v , м ³ /т	Прибыль, млрд руб.
Первой стадии	7,89	8,52	1,08	1,44
Второй стадии	7,11	7,29	1,03	1,45

Примечание. K_v — коэффициент вскрыши.

Уточнение экономической модели третьей стадии расчета для данного примера не привело к изменению границ, поэтому в данном случае хватило двух стадий для определения максимально экономически эффективных границ карьера на конец отработки.

Исходя из полученных результатов можно заключить, что уточнение расчетных показателей расстояний транспортирования привело к изменению границ, что повлияло и на извлекаемые объемы горной массы, и на получаемую прибыль. Моделирование промежуточных положений карьера на различных этапах разработки позволяет наиболее точно учесть индивидуальные расстояния транспортирования блоков за счет определения условно-оптимальной последовательности их выемки. Благодаря этому ЭММ становится максимально точной, а границы на конец разработки — максимально эффективными с экономической точки зрения.

С использованием инструментов оптимизации границ карьера [48] были определены условно-этапные положения карьера. Для данного примера при определении этапных положений карьера рабочий угол откоса бортов был принят равным 20 ° (рис. 3.10).

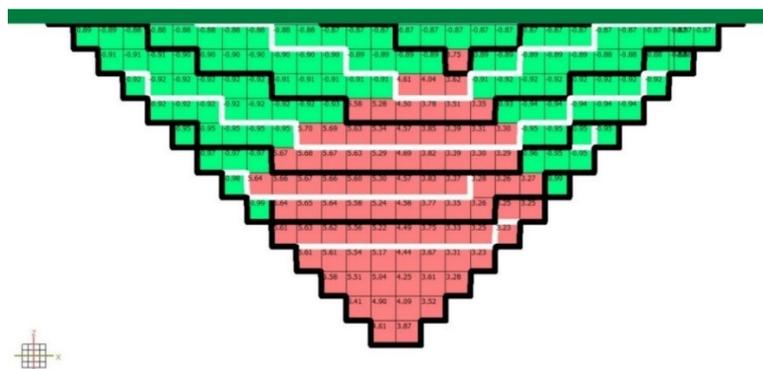


Рис. 3.10. Условно-этапные положения горных работ

Блоки в границах первого положения горных работ транспортируются к точке начала заезда для горизонта первого положения, а не к точке начала заезда для горизонта на конец отработки. Эта итерация позволяет наиболее точно скорректировать расстояния транспортирования блоков с учетом последовательности их выемки. Было также уточнено расстояние транспортирования блоков на отвале.

Следует отметить, что для данного примера корректировка расстояний транспортирования блоков и уточнение ЭММ привело к незначительным изменениям экономической эффективности, которые не повлияли на конечные границы карьера (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Корректировка ЭММ с использованием этапных положений

Прирезка	Ценность руды		Затраты на вскрышу		Прибыль		Разница в прибыли, млн руб.
	второй стадии оценки, млн руб.	третьей стадии оценки, млн руб.	второй стадии оценки, млн руб.	третьей стадии оценки, млн руб.	второй стадии оценки, млн руб.	третьей стадии оценки, млн руб.	
0	39,1	38,9	56,6	56,9	- 17,5	- 18	- 0,5
1	124,8	124,8	221,6	222,0	- 96,8	- 97,2	- 0,4
2	244,0	244,3	492,7	492,4	- 248,7	- 248,1	+ 0,6
3	386,1	387,2	478,5	479,3	- 92,4	- 92,1	+ 0,3
4	463,3	463,2	291,4	291,9	+ 171,9	+ 171,3	- 0,6
5	425,3	425,4	111,2	111,1	+ 314,1	+ 314,3	+ 0,2
6	527,2	527,6	87,1	87,4	+ 440,1	+ 440,2	+ 0,1
7	474,4	474,4	21,9	22,0	+ 452,5	+ 452,4	- 0,1
8	525,2	525,2	0	0	+ 525,2	+ 525,2	0
Итого	3209,4	3211	1761	1763	1448,4	1448	- 0,4

Анализ объемов руды, вскрыши и получаемой прибыли в каждой прирезке показывает, что объем вскрышных работ нарастает лавинообразно в течение трех первых циклов, при этом первые четыре цикла убыточны. На рис. 3.11 представлен поперечный разрез БМ этапных положений карьера, а на рис. 3.12 — график нарастающих объемов руды, вскрыши и недисконтированной прибыли от разработки месторождения.

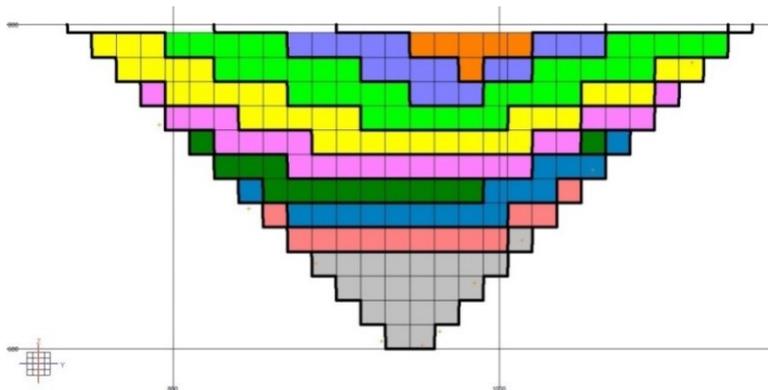


Рис. 3.11. Поперечный разрез карьера с его этапными положениями, выделенными цветом

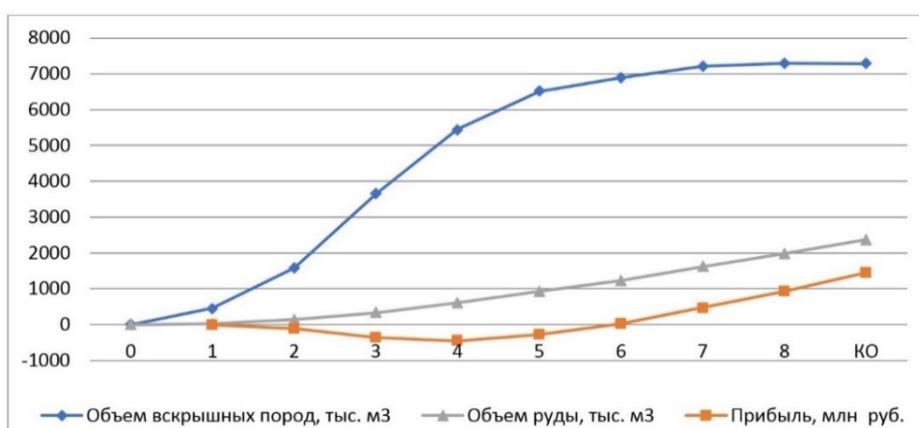


Рис. 3.12. График нарастающих объемов руды, вскрыши и прибыли в процессе разработки месторождения

3.2. Автоматизация расчёта транспортных затрат для решения задач вскрытия и обработки месторождения открытым способом

Автотранспорт является доминирующим видом транспорта при разработке рудных месторождений открытым способом (самостоятельным или сборочным, в составе комбинированных транспортных комплексов). По объему им осуществляется около 70 % карьерных грузоперевозок, его используют 90 % рудных карьеров (самостоятельно, параллельно или последовательно с другими видами транспорта). Для автоматизации расчёта транспортных затрат были разработаны алгоритмы и программные средства.

Производительность автосамосвалов (АС) и себестоимость транспортирования горной массы зависит как от марки рассматриваемого АС, его конструктивного совершенства (прежде всего коэффициента тары и надёжности) и стоимости, так и от особенностей ГГУ разрабатываемого месторождения и характеристики трассы (типа дорожного покрытия, высоты подъёма груза, общей длины транспортирования, доли поворотов, подъёмов и спусков в общей длине транспортирования).

Конструктивным руководящим уклоном автосъездов является 80 %, хотя на отдельных карьерах руководящие уклоны могут составлять 70 или 90 %. Локально СНИП допускают строительство в карьерах временных автосъездов с уклоном до 120 %. Методика расчета технических и экономических показателей транспортирования ГМ описана в [49].

Первое, что необходимо сделать, — сформировать модель сети дорог. В MINEFRAME это осуществляется с помощью инструмента «Информация о дорогах», который позволяет создать список моделей всех дорог карьера, от забоя к отвалу, бункеру фабрике или усреднительному складу (рис. 3.13). Каждая дорога разбивается на участки, отличающиеся по уклону, сопротивлению движению и скорости груженого и порожнякового движения. Как правило, в карьере выделяют три типа участков дорог: забойные, магистральные и отвальные. При необходимости можно формировать дополнительные типы.

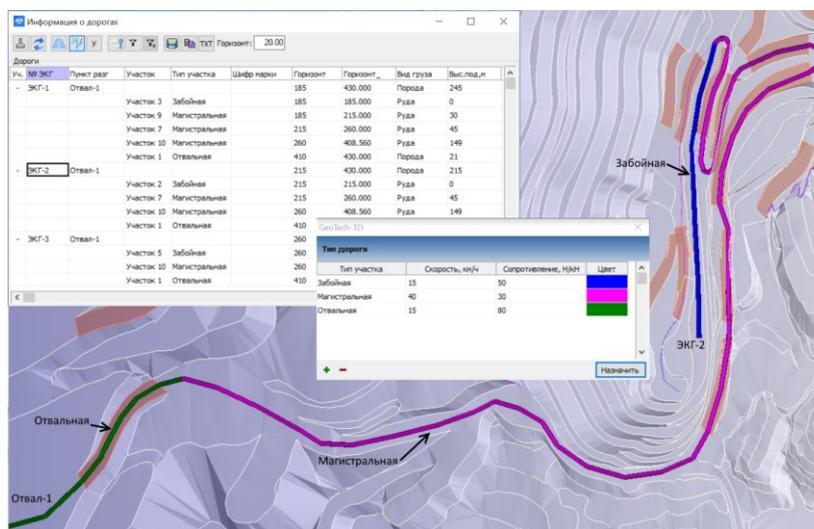


Рис. 3.13. Инструмент «Информация о дорогах»

Следующий этап — расчет транспортных затрат, осуществляемый с помощью соответствующего инструмента, который позволяет привязать к схеме транспортирования заранее сформированную модель прирезки / блока либо ввести значения производительности по руде / вскрыше. Далее необходимо назначить дороги, с помощью которых будут транспортироваться руда или вскрыша от пунктов погрузки, а также ввести данные по задействованным в работе экскаваторам и АС. После задания всех исходных данных производится расчет транспортной задачи в следующем порядке.

1. Уточнение ёмкости ковша экскаватора. Кроме паспортной ёмкости ковша важной характеристикой экскаватора является грузоподъемность ковша (масса поднимаемого ковшом груза). Если она задана в техническом паспорте, то по этой грузоподъемности для фактической насыпной плотности ГП необходимо рассчитать ёмкость ковша. Если же грузоподъемность не задана, то считается, что базовый ковш сконструирован для песков, и ёмкость ковша необходимо уточнить.

2. Уточнение грузоподъемности АС для перевозимых пород. Геометрическая емкость кузова АС обычно проектируется для условий гидростроительства, которым соответствуют рыхлые породы с низким удельным весом. При этом в гидростроительстве, как и на угольных месторождениях, высока доля горизонтальных перевозок и относительно низка доля автоуклонов (подъемов и спусков). Из-за этого автоуклоны часто ограничивают 40 %, что позволяет загружать АС на полную геометрическую емкость кузовов для использования двигателей на полную мощность. Если эту же грузоподъемность применять на рудных карьерах с руководящими уклонами от 70 до 90 %, то энерговооруженность АС будет низкой, а скорость движения на системе автосъездов при движении вверх в рабочем режиме невысокой. Поэтому при обеспечении нормальной энерговооруженности рекомендуется пересчитывать номинальную грузоподъемность на необходимую (реальную).

3. Оценка необходимого геометрического объема кузова. Для тяжелых скальных пород по насыпной плотности рассчитывается необходимая геометрическая емкость кузова, которую целесообразно заказывать из типажного ряда кузовов.

4. Определение времени обслуживания АС. Рассчитываются количество ковшей погрузки в АС с точностью до полуковша, количество циклов погрузки, коэффициент использования грузоподъемности и время обслуживания одного АС с учетом времени замены АС у экскаватора.

5. Определение скорости и времени движения на различных участках трассы. Для разных типов трасс с учетом поворотов и площадок примыкания рассчитываются скорости движения и времена прохождения участков в грузовом и холостом направлениях.

6. Определение возможной сменной производительности АС. По времени транспортного цикла с учетом коэффициента использования АС определяются количество рейсов в смену, ожидаемая производительность и средний суточный пробег.

7. Расчет парка АС. С учетом коэффициента неравномерности ведения горных работ определяется суточная производительность карьера, рабочий и инвентарные парки АС.

8. Определение пропускной способности главной дороги. В условиях сосредоточения всего транспортного потока на одном или двух выездах из карьера рассчитываются ожидаемая грузонапряженность потока и коэффициент запаса пропускной способности. При низкой пропускной способности принимается решение о разделении грузопотоков или выделении участков трехполосного движения.

9. Расчет себестоимости транспортирования. По коэффициенту тары и техническим характеристикам двигателей с учетом высоты подъема груза и горизонтального расстояния транспортирования оцениваются ожидаемый расход топлива за рейс, сутки и год, штаты водителей и ремонтников, расходы шин, годовые затраты на элементы расходов, себестоимость одной тонны на километр транспортирования.

Результатами расчета являются профили рудной / вскрышной трасс с рассчитанными скоростями движения по каждому участку дороги (рис. 3.14) и отчетные таблицы (пример — табл. 3.4), фиксирующие основные показатели транспортирования горной массы рассматриваемого варианта расчета (рис. 3.15).

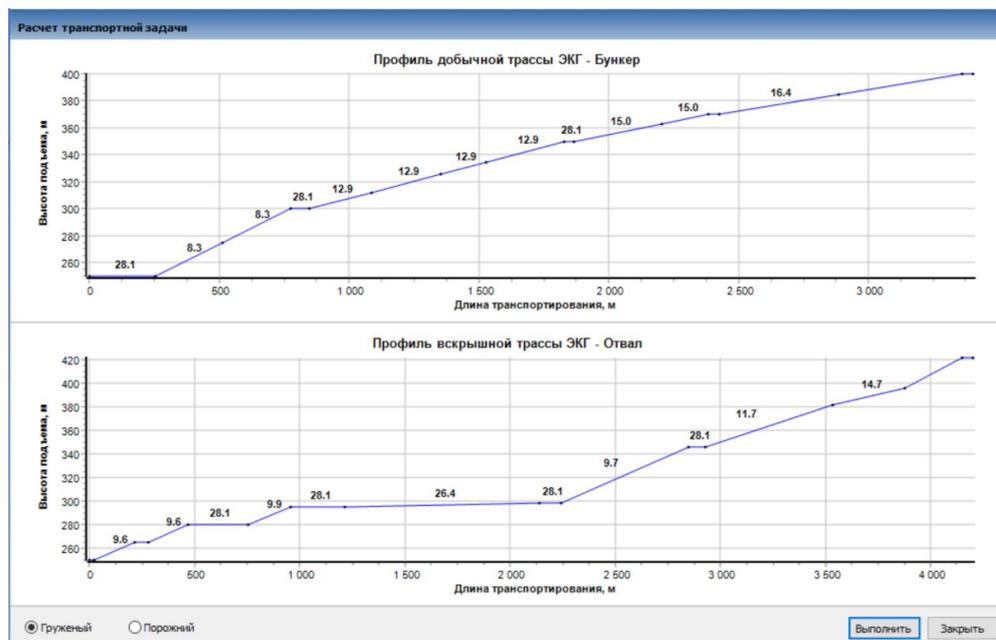


Рис. 3.14. Профили трасс

Расчет транспортной задачи

Паспорт погрузки

Показатели	Емкость ковша экскаватора	Плотность	Коеф. наполнения ковша	Коеф. разрыхления	Коеф. удлиненного оборудования	Вес породы в одном ковше	Грузоподъемность а/с	Число ковшей погрузки	Коеф. использования грузоподъемности
Усл. обоз.	E	γ	κ_n	κ_p	κ_{yo}	g_k	q_a	n_k / n_k'	κ_{gr}
Ед. изм.	м ³	т/м ³				т	т	шт	
Руда	11	2.7	0.7	1.4	1	14.85	90	6.06/5	0.99
Вскрыша	11	3	0.7	1.4	1	16.5	90	5.45/5	0.99

Параметры	Единицы измерения	Условное обозначение	Результат
Общее время движения на трассе груженого добычного а/с	сек	trp	293.31
Общее время движения на трассе груженого вскрышного а/с	сек	trp	1066.55
Общее время движения на трассе порожнего добычного а/с	сек	trop	243.40
Общее время движения на трассе порожнего вскрышного а/с	сек	trop	378.00
Время рейса вскрышного а/с	сек	tr.v	1787.11
Время рейса добычного а/с	сек	tr.p	899.79
Количество вскрышных автосамосвалов в ЗАКе	ед.	пв.зак	9
Количество добычных автосамосвалов в ЗАКе	ед.	пр.зак	4
Количество рейсов вскрышных а/с в смену	ед.	пв.сн	13
Количество рейсов добычных а/с в смену	ед.	пр.сн	27
Сменная производительность вскрышных а/с	т/сн	Qас в. сн	1072.50
Сменная производительность добычных а/с	т/сн	Qас р. сн	2405.70
Инвентарный парк а/с	ед.	Нап	11
Грузонапряженность дороги	а.с./ч	nпр	45.00
Пропускная способность	а.с./ч	nпр	45.00
Коеф. запас пропускной способности	дол.ед	кз.п.с	1.00

Сводные годовые затраты		
Параметр	Единицы измерения	Результат
Оплата труда	млн.руб	20,82
Социальные отчисления	млн.руб	7,12
Амортизация	млн.руб	17,72
Запчасти	млн.руб	11,2
Шины	млн.руб	1,55
Топливо	млн.руб	29,83
Всего	млн.руб	88,24

Рис. 3.15. Результаты расчета транспортных затрат

Таблица 3.4

Параметры транспортного звена для перевозки руды

Показатель	Вариант		
	1	2	3
Объем перевозки руды, тыс. т	600	600	1200
Рабочих смен в сутки	1	2	2
Плечо откатки, км	12,00	12,00	12,00
Перепад высот, м	-675	-675	-675
Время рейса, мин	68,6	68,6	68,6
Необходимое количество АС в ЭАК, ед.	21	21	21
Количество рейсов в смену	5	5	5
Сменная производительность, т/см	145,1	145,1	145,1
Рабочий парк АС, ед.	20	10	20
Инвентарный парк АС, ед.	28,0	14,0	28,0
Перевезено одним АС, тыс. т/год	21,4	42,9	42,9
Удельная транспортная работа, тыс. т·км/год	257,1	514,3	514,3
Годовой пробег, тыс. км	18,5	36,9	36,9
Капвложения в АС, млн руб.	336,0	168,0	336,0
Штатное количество водителей с учетом отпускников, чел.	25,0	25,0	50,0
Заработная плата водителей, тыс. руб/мес.	55	55	55
Штатное количество ремонтников, чел.	9	10	18
Заработная плата ремонтников, тыс. руб/мес.	40	40	40
Топливо, тыс. л/год	994	994	1989
<i>Сводные годовые затраты</i>			
Оплата труда, млн руб.	20,82	21,30	41,64
Социальные отчисления, млн руб.	7,12	7,28	14,24
Амортизация, млн руб.	17,72	17,72	35,45
Запчасти, млн руб.	11,20	11,20	22,40
Шины, млн руб.	1,55	1,55	3,10
Топливо, млн руб.	29,83	29,83	59,66
Всего, млн руб.	88,24	88,89	176,49
Доля, %	100	100	100
Оплата труда, %	23,6	24,0	23,6
Социальные отчисления, %	8,1	8,2	8,1
Амортизация, %	20,1	19,9	20,1
Запчасти, %	12,7	12,6	12,7
Шины, %	1,8	1,7	1,8
Топливо, %	33,8	33,6	33,8
Себестоимость, руб/т·км	12,26	12,35	12,26
Удельные затраты на 1 т руды, руб/т	147,07	148,15	147,07
Капвложения, млн руб.	336,0	168,0	336,0
Амортизация, млн руб.	17,72	17,72	35,45

3.3. Развитие методических подходов к долгосрочному и среднесрочному планированию открытых горных работ

Процесс годового планирования заключается в определении последовательности выполнения работ и организации ритмичности поставок необходимого сырья, комплектующих и запасных частей, топлива для

осуществления годовой программы производства какого-либо продукта. Применительно к горным предприятиям производственный процесс связан с постоянным развитием шахтных и карьерных пространств, изменением качественного состава и ГГУ, что необходимо учитывать при планировании. Ежегодные объемы извлечения из недр руды и вскрыши могут достигать десятки миллионов кубометров. Поэтому карьеры необходимо ежегодно углублять, удлинять транспортные коммуникации, при этом рабочая зона карьеров претерпевает циклические изменения.

Таким образом, в горной промышленности осуществляется как общее по методам с другими предприятиями планирование материально-технического обеспечения производства, так и специфическое по методам планирование развития горных работ. При этом следует различать краткосрочное (в пределах года) и долгосрочное планирование развития горных работ (на длительную перспективу или даже до конца отработки месторождения в рамках принятого проекта). Эти два вида планирования также существенно различаются по методам и решаемым задачам.

Попытки осуществить просмотр среднесрочных перспектив развития горных работ (на 3–5 лет) за счет использования методов годового планирования не являются методологически верными, так как не гарантируют достижения необходимого уровня добычи руды сразу же за пределами рассмотренного периода.

Разработанный алгоритм направлен на решение задачи долгосрочного планирования открытых горных работ до конца отработки, оптимизации направления углубки и достижения минимально достаточного режима горных работ. Вместе с тем полученные промежуточные положения карьера станут определяющими для годового планирования развития горных работ. Вопрос управления долгосрочным развитием карьерного пространства является вторым по значимости для открытых горных работ после определения границ карьера, а по сложности — первым, не решенным достаточно корректно до настоящего времени.

Если при определении границ карьеров ещё в 1960-х гг. были разработаны ставшие общепризнанными алгоритмы оптимизации Лерчса и Гроссмана [50], реализованные в ПП (например, Whittle [51], NPV Scheduler и др.), относительно новый метод псевдопотока (*Pseudoflow*) или их российская альтернатива — алгоритм профессора С. Д. Коробова [52], то с планированием развития открытых горных работ ситуация значительно сложнее, так как отсутствует общепринятый оптимизационный алгоритм горно-геометрического анализа карьерных пространств, а обоснование направления углубки с одновременным обоснованием режима горных работ чаще всего опирается на компьютеризированный метод вариантов. О степени оптимальности и обоснованности предлагаемого в ходе проектных проработок режима горных работ речь чаще всего вообще не идёт.

На относительно сложных по геологии МПИ применение приближенных методов решения задачи долгосрочного планирования развития горных работ может привести к ошибкам проектного календарного плана, который может содержать в себе как резервы, так и дефициты по достижению плановых показателей. Неопределённость, вызванная нечёткостью методов проектирования, отдаёт на волю случая надёжность заложенных в проекте решений. Ситуация дополнительно усложняется еще и тем, что усредненный режим горных работ предполагает формирование в карьерном пространстве

значительного временного опережения вскрышных работ, наличие которого способствует облегчению формирования годовых планов горных работ, позволяя применять довольно приближенные полуавтоматизированные варианты методы годового планирования. При этом именно наличие резерва вскрышных работ способствует тому, что довольно часто в практике отработки месторождений наблюдается накопление отставания вскрышных работ от проектного календарного плана.

Задача создания гибкого, управляемого входными параметрами, но в то же время более «строгого» алгоритма обоснования режима горных работ, включающего в себя одновременно и оптимизацию направления углубки, является чрезвычайно сложной и актуальной задачей, которая может облегчить многим горнодобывающим предприятиям решение проблемы определения перспектив устойчивости осуществления горных работ на рудных карьерах на длительную перспективу.

Создание математически обоснованного алгоритма оптимизации углубки и обоснования усредненного режима горных работ, учитывающего как разнообразие технических и технологических параметров, так и многообразие конкретных условий разработки, сделает прозрачным вопрос уточнения среднесрочных и дальних перспектив отработки эксплуатируемой минерально-сырьевой базы, позволит определить признаки и временные интервалы приближения проблемных ситуаций, к которым, в первую очередь, можно отнести угрозу резкого провала уровня добычи ПИ по факту неудовлетворительного состояния рабочей зоны карьера, вызванного накопленным десятилетиями отставанием вскрышных работ относительно необходимого уровня.

На основе законов и закономерностей развития карьерного пространства [53] разработан методический подход для расчета параметров углубочной системы разработки, оптимизации направления углубки и обоснования режима горных работ, включающий: 1) ввод исходных данных и анализ ГГУ геологической модели месторождения, конечного и текущего контура карьера, модели топографической поверхности, производительности по руде, конструктивных параметров системы разработки; 2) проверку границ карьера на предмет оптимальности (рис. 3.16); 3) определение необходимых темпов углубки в разные периоды отработки месторождения (рис. 3.17); 4) определение направления углубки и режима горных работ; 5) построение базового интегрального графика режима горных работ $V_{\min 1} = f(P, \varphi)$ (рис. 3.18); 6) расчет параметров системы разработки с группированием уступов для различных темпов углубки, определение конструктивных углов наклона вскрышных зон карьера при применении данной системы разработки; 7) определение параметров временно нерабочего борта с использованием крутых слоев отработки запасов; 8) моделирование промежуточных состояний рабочей зоны карьера с учетом разных темпов углубки в различные периоды; 9) построение интегрального графика (рис. 3.19) режима горных работ $V_{\min 2} = f(P, \varphi_{\text{технологический}})$, оценку режима с $V_{\min 1} = f(P, \varphi_{\text{базовый}})$; 10) принятие планового (проектного) режима горных работ, построение календаря (таблицы и графика) режима горных работ; 11) определение объемов опережения вскрышных работ, корректировку промежуточных положений карьера (рис. 3.20); 12) формирование сводного отчета о выполненной работе.

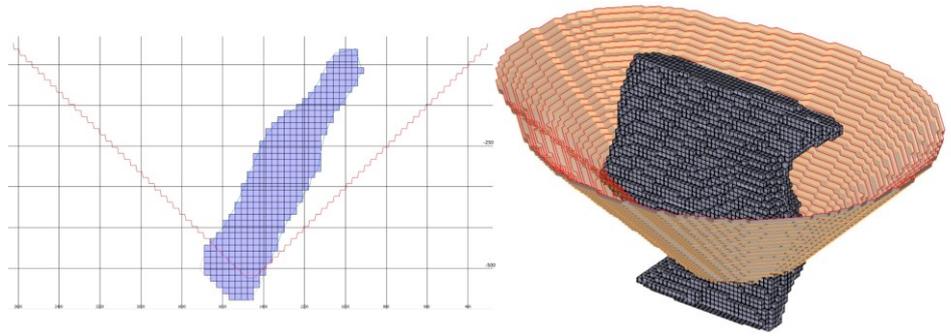


Рис. 3.16. БМ модель РТ, контур карьера на конец отработки, поуступные запасы ПИ

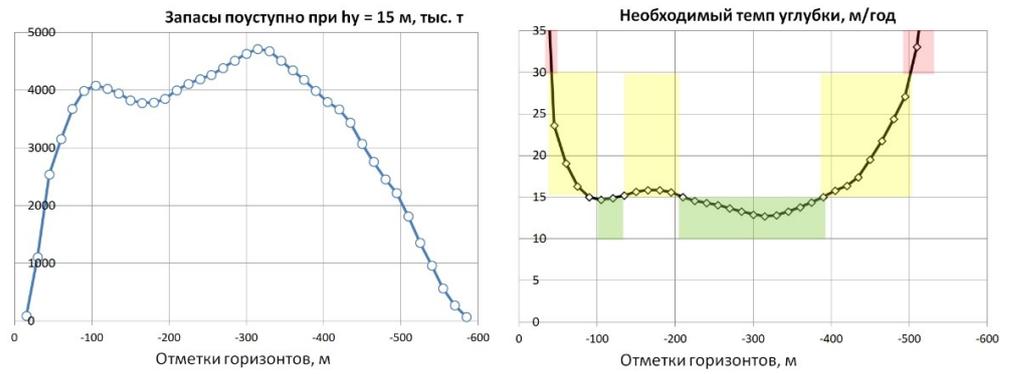


Рис. 3.17. Поуступные запасы и расчетные темпы углубки

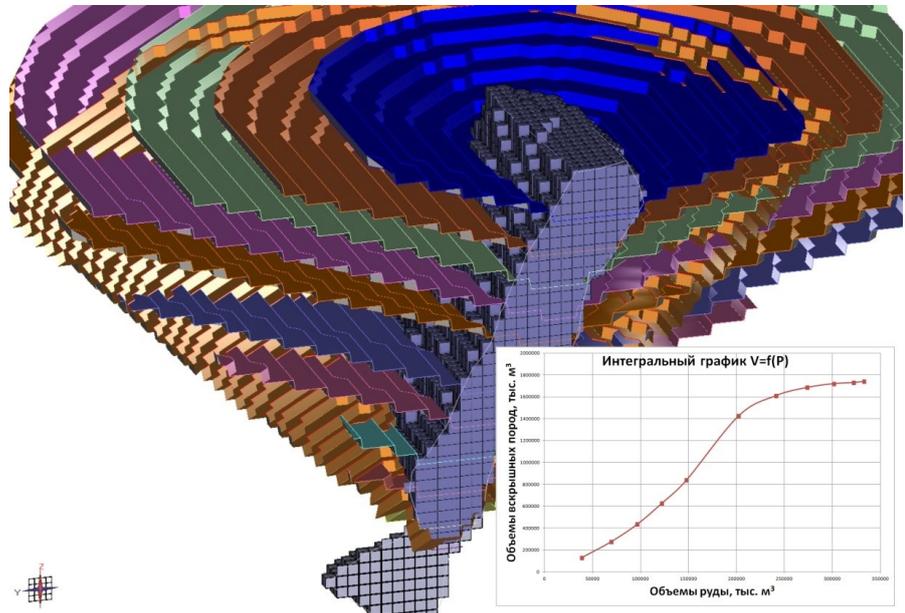


Рис. 3.18. Режим горных работ для рабочей зоны карьера с углом наклона 20 °

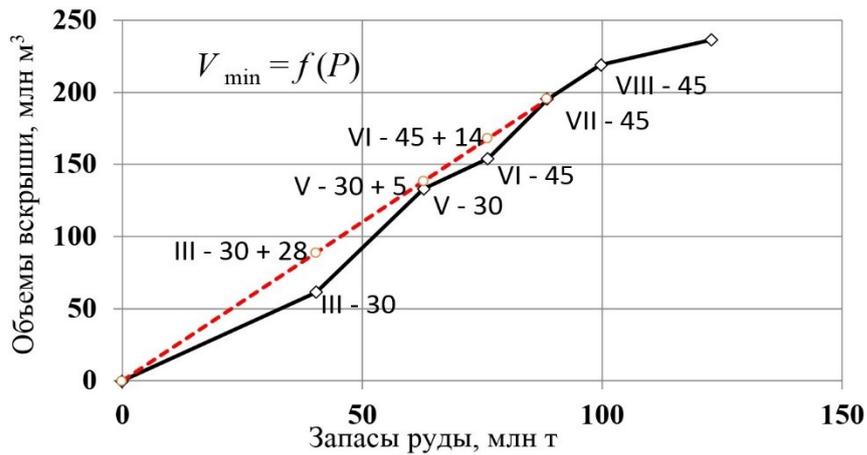


Рис. 3.19. Минимально необходимый (сплошная линия) и плановый (штриховая линия) интегральные графики режима горных работ

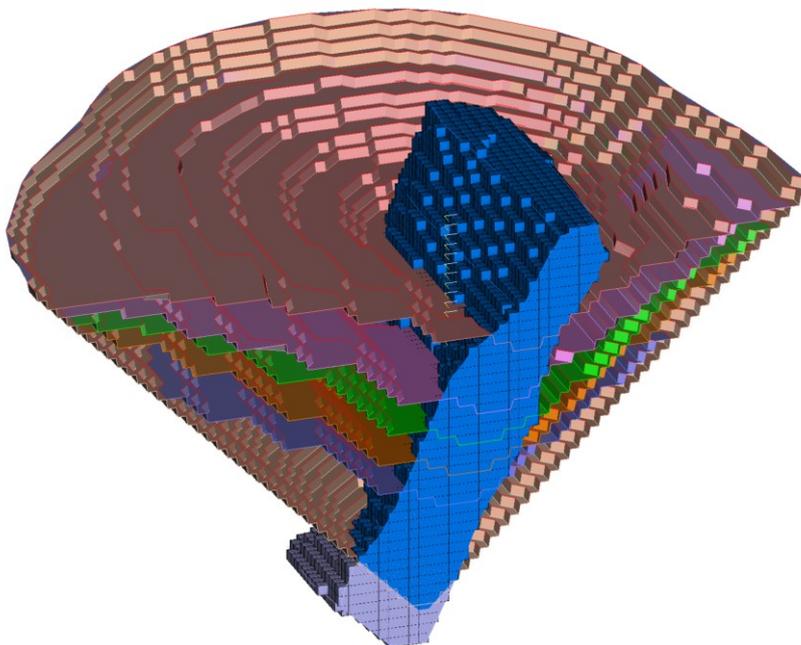


Рис. 3.20. Модель уточненных промежуточных положений карьера с учетом допустимой концентрации горных работ

Результатами расчета являются проектный календарь режима горных работ с моделями их промежуточных состояний (построенных с учётом рациональных направлений углубки), на которые можно опираться при их планировании. Все промежуточные и окончательные модели представляют собой 3D-модели ГГИС MINEFRAME. Ниже более подробно описаны некоторые составные элементы методического подхода, а также алгоритмы и программные средства их реализации в ГГИС MINEFRAME.

3.4. Разработка методических и программных средств оптимизации краткосрочного планирования открытых горных работ

Наиболее важной и ответственной стадией планирования при производстве горных работ является краткосрочное планирование (год и менее). Все нюансы годового плана жестко регламентированы нормативными документами, которые определяют состав пояснительной записки горного плана, перечень необходимых чертежей и таблиц, а также сроки его создания и представления в контрольные органы для утверждения.

Краткосрочное планирование содержит несколько многократно повторяющихся этапов: годовое, квартальное и месячное, оперативное (недельно-суточное) планирование и управление. Для автоматизации процесса создан набор инструментов (рис. 3.21) на основе моделирования ОГТ, которые позволяют проводить многовариантный анализ горно-технических условий на момент начала процесса планирования и оперативно определять параметры производительности, показатели потерь и разубоживания ПИ, в целом качества руды, оценивать особенности применения различных вариантов развития горных работ, подбирать технологическое оборудование. Информационной основой модуля планирования является 3D-модель месторождения, данные которой используются при осуществлении расчетов и формировании всех видов горнографической документации.

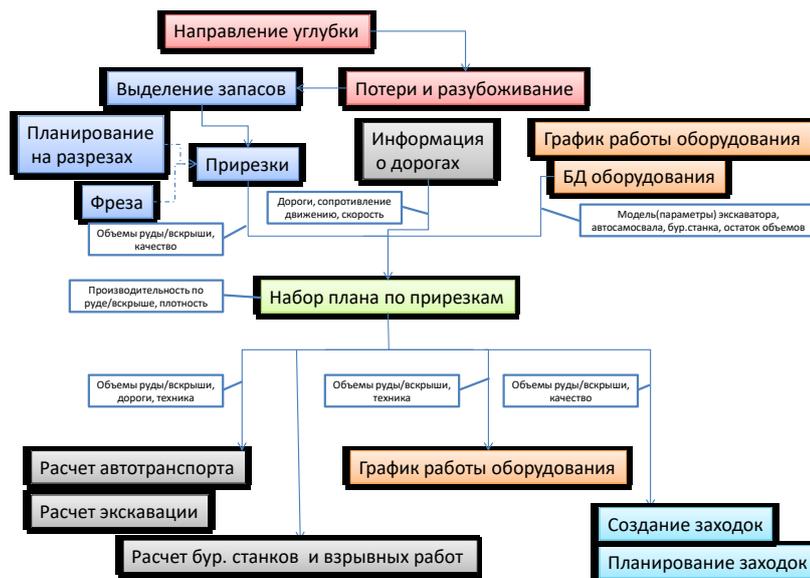


Рис. 3.21. Блок-схема модуля годового планирования горных работ

Определение потерь и разубоживания в годовых объемах добычи с одновременной оптимизацией их рациональных величин реализуется с учетом заданного направления углубки и пространственной изменчивости состава руд и примешиваемых пород. Расчеты опираются на каркасные и блочные модели РТ и вмещающих пород, включающие также и забалансовые запасы. Задаются

фактические (или ожидаемые) технологические показатели и показатели экономической конъюнктуры по каждому ПК. Программный модуль, в соответствие с заданным направлением углубки поуступно, обеспечивает оптимизацию положения линии отрыва ВЕ для каждого РТ (раздел 3.5).

Выделение запасов по степени подготовленности. Инструменты MINEFRAME позволяют выделить объемы руды по степени подготовленности с использованием классификации профессора А. И. Арсентьева: готовые к выемке, подготовленные к выемке и вскрытые запасы. Вскрытые запасы связаны со вскрытием рабочих горизонтов, подготовленные — с завершением на них горно-подготовительных (вскрышных) работ, готовые к выемке — с возможностью осуществления горных работ без затрагивания вышележащих горизонтов. Исходными данными для такой классификации являются проектный угол откоса уступа и минимальная ширина рабочей площадки B_{\min} [54, 55].

Набор объемов с помощью пространственного шаблона рабочей зоны. На основании анализа выделенных запасов можно отстраивать погоризонтные прирезки, которые представляют собой объемную модель части уступа с относительно однородными геологическими условиями и технологическими параметрами разработки.

Для формирования плана горных работ с использованием инструмента интерактивного создания моделей прирезок используются векторные и каркасные модели текущего и конечного положений карьера, а также БМ ПИ с рассчитанными показателями качества (рис. 3.22). На основе модели текущего положения определяется система горизонтов карьера, а модель конечного положения используется для того, чтобы ограничить область формирования моделей прирезок границами конечного контура [56].

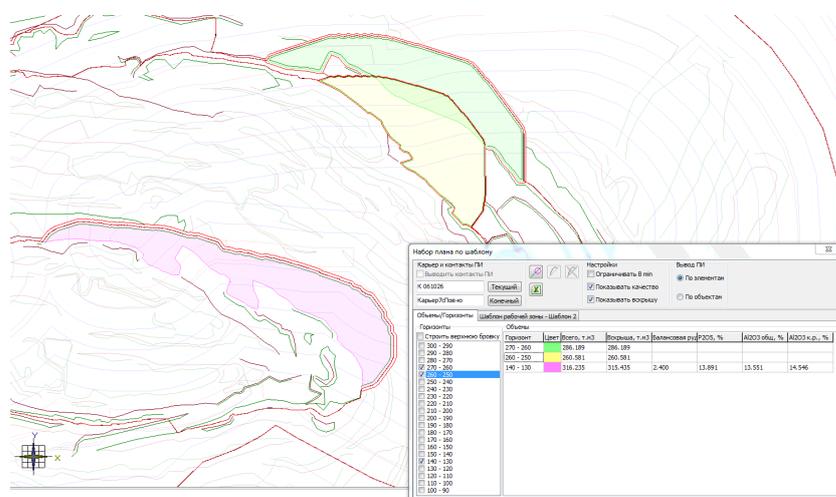


Рис. 3.22. Инструмент интерактивного создания моделей прирезок

Для анализа геометрии развития карьерного пространства сформированные модели прирезок могут быть исключены из модели карьера с перестройкой его каркасной модели на конец планируемого периода. Прирезки могут быть построены и методом ручного определения контуров площадки и подошвы, что актуально в случае сложной геометрии уступа. Исходными

данными для построения трёхмерной модели прирезки являются векторные (бровок карьера, точек гипсометрии площадки в границах прирезки, линии предохранительного вала и последнего ряда взорванных скважин) и каркасные модели уступов карьера.

Набор плана по прирезкам. Построение 3D-модели прирезки позволяет учесть геометрию соответствующего участка карьера, а использование данных геологической разведки, представленные моделями проб и РТ, рассчитать содержание в нем ПИ. Прирезку можно отнести к определенному периоду разработки (год, квартал, месяц). При формировании соответствующего календарного графика разработки прирезку можно разбить на произвольное количество частей с отнесением каждой к определенному периоду в соответствии с последовательностью развития горных работ на отдельном горизонте или их совокупностях (рис. 3.23) [56, 57].

Для разбиения прирезки на части разработан инструмент, который использует специальный режущий контур, задающий вертикальную поверхность деления. При перемещении режущего контура инструмент автоматически рассчитывает и показывает пользователю объемы частей прирезки.

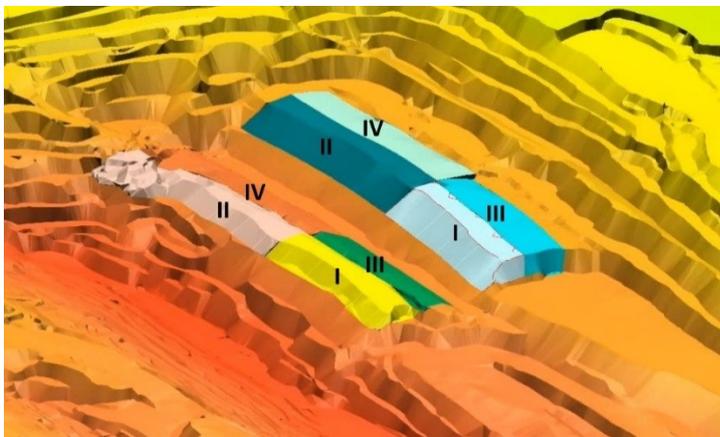


Рис. 3.23. Пример разбиения прирезок на ВЕ с распределением по периодам разработки (кварталам)

Для связи параметров прирезок или ВЕ (объемы и содержание ПИ) с планируемыми периодами используется сводная таблица, которая может находиться в открытом состоянии во время создания и модификации прирезок. По мере появления новых или изменения старых прирезок данные в таблице синхронно изменяются.

Информация о дорогах. Расчет транспортной задачи. Программные средства MINEFRAME позволяют производить технологический и стоимостный расчёты транспортных затрат для решения задач вскрытия и отработки месторождений открытым способом (раздел 3.2).

Первоначально формируется сеть дорог с помощью инструмента «Информация о дорогах», который позволяет создать список всех заданных пользователем дорог карьера, от забоя к отвалу, бункеру фабрики или усреднительному складу. Каждая дорога разбивается на участки, отличающиеся по уклону, сопротивлению движению и скорости груженого и порожнякового движения.

Следующий этап — расчет транспортных затрат с помощью инструмента «Расчет транспортной задачи», который содержит три вкладки (горная масса, информация о дорогах, горная техника), предназначенные для ввода исходных данных и создания взаимосвязи между сформированной моделью прирезки / блока, дорогой, с помощью которой будет транспортироваться указанная прирезка, и оборудованием (экскаватором и АС, необходимыми для отработки заданной прирезки).

В результате создаются профили рудной и вскрышной трасс с рассчитанными скоростями движения по каждому участку и отчетные таблицы с основными показателями транспортирования горной массы рассматриваемого варианта расчета (рис. 3.24).

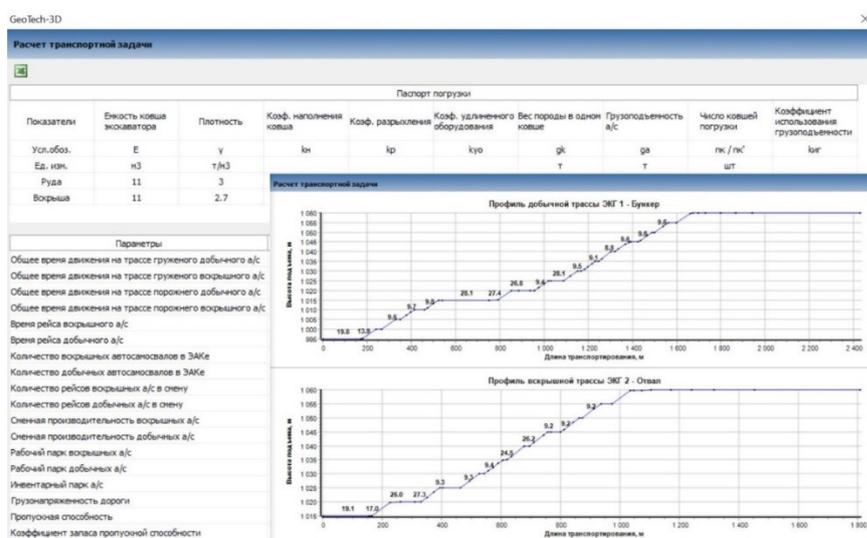


Рис. 3.24. Параметры транспортного расчета, профили трасс

Автоматизированный график работы горного оборудования. При решении задач месячного планирования необходимо задавать расстановку горного оборудования, создавать график его работы по блокам, уступам. Используемые для этого инструменты позволяют формировать ежемесячные графики работы экскаваторов и буровых станков. Они содержат информацию о размещении экскаваторов по горизонтам карьера, наличии ППР, добыче руды или вскрыши, перегонах и о прочих технологических процессах. В графике отображаются данные по объемам горной массы, разделенной по видам пород, и руды на начало и конец месяца, а также объемные и качественные показатели руды, добытой конкретным экскаватором с каждого горизонта, размещение буровых станков и метраж пробуренных скважин. Инструмент автоматически рассчитывает плановые показатели по добыче и бурению; формирует график ППР в соответствии с планируемыми взрывными днями; позволяет набирать объемы руды и вскрыши для экскаваторов и метраж скважин для буровых станков, строить суммарный график для рудника по нескольким карьерам, который отражает общую статистику по ППР, объемным и качественным показателям добычи (рис. 3.25).

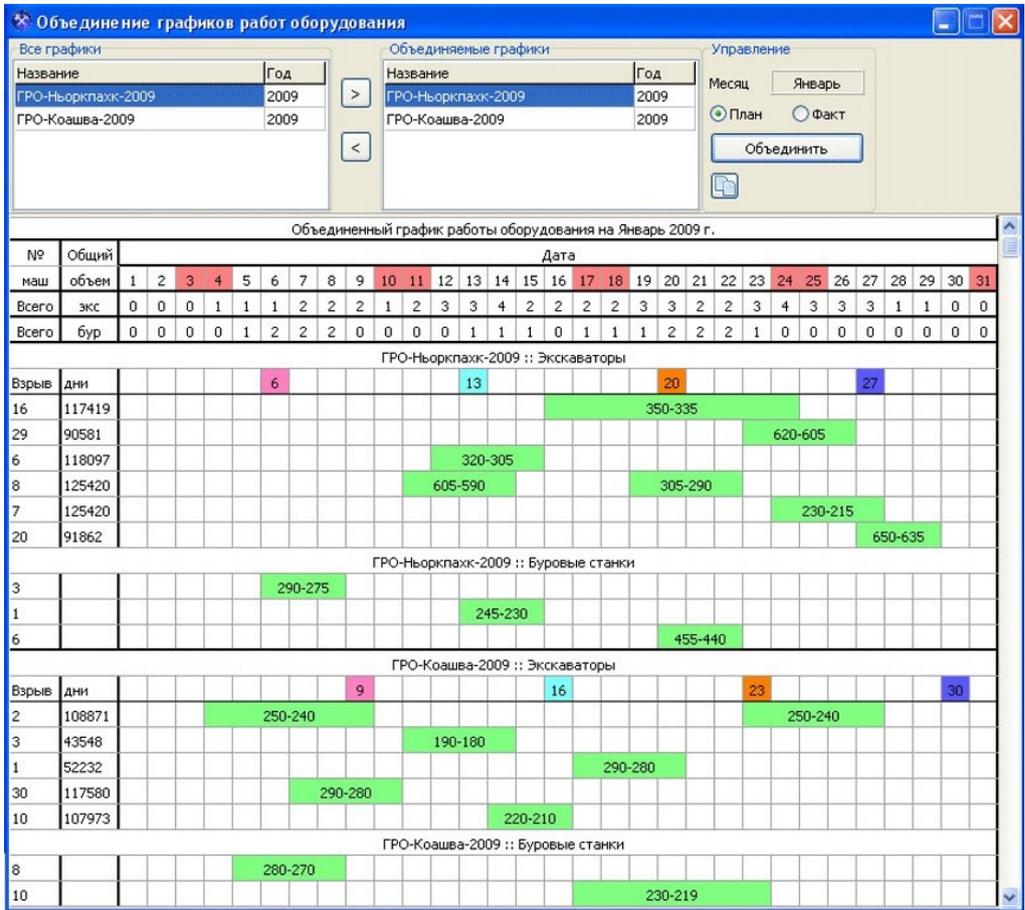
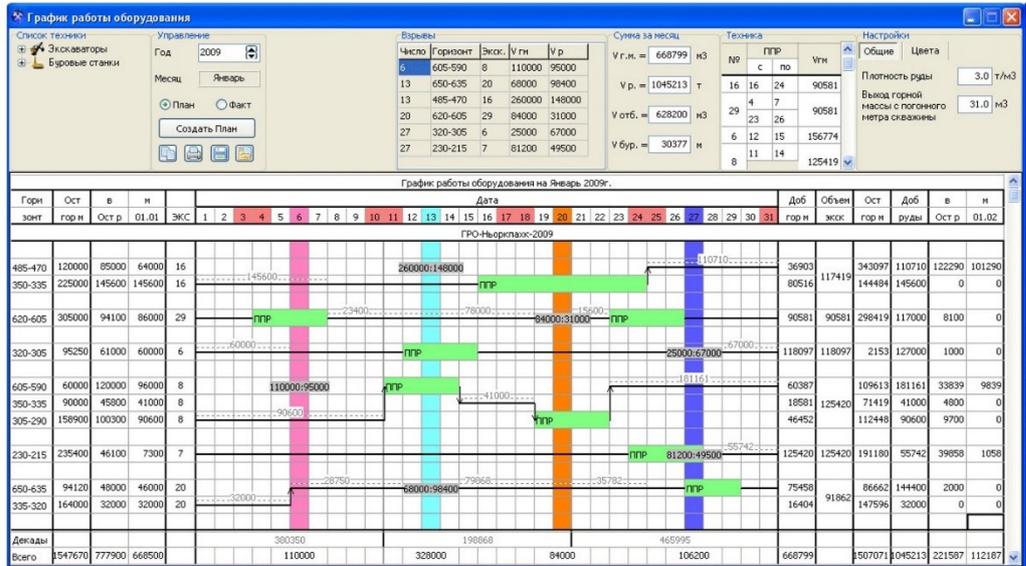


Рис. 3.25. Графики работы оборудования на карьере

3.5. Алгоритмы и программные средства автоматизированного определения уровня потерь и разубоживания на открытых горных работах

Теоретические основы рационализации потерь и разубоживания на открытых горных работах изложены в ряде работ, например [58, 59]. Потери и разубоживание, обоснование их уровней и учет в процессе разработки МПИ — одно из направлений рационального использования недр. Горнодобывающие предприятия имеют дело с конечным, истощающимся ресурсом, и потери ПИ в процессе добычи должны быть минимальными.

Разубоживание — примешивание к добываемому ПИ пустых пород или некондиционных руд, приводящее к снижению содержания ПК в добытой руде относительно исходного содержания ПК в недрах. Бывает разубоживание внутреннее (от включенных в геологический блок тонких породных прослоев) и внешнее (на контактах РТ). Внутреннее разубоживание характеризуется коэффициентом рудоносности и не нормируется.

Потери ПИ бывают разными. Для их выявления, выделения причин и снижения М. И. Агошковым была предложена классификация при открытой и подземной добыче рудных и пластовых месторождений, которая впоследствии стала классической единой классификацией потерь твёрдых ПИ в процессе добычи. Методические рекомендации, разработанные М. И. Агошковым, нашли своё отражение не только в нормативных документах [60], но и в ставшей классической монографии [61]. Разработанные методы по оценке экономических последствий потерь и методические указания по определению и учёту потерь твёрдых ПИ на десятилетия обеспечили твёрдую теоретическую базу для обоснования их рациональных уровней. Вместе с тем им были присущи и недостатки из-за ориентации на усреднённые условия. Рассматривался плоский случай, не учитывались: сложность РТ и изменчивость рудно-породных контактов относительно полученных в ходе геологической разведки; изменчивость состава ПИ по простиранию, падению, вкрест простирания; изменчивость трещиноватости и физико-механических свойств руд и пород.

В общем случае оптимизировать потери и разубоживание необходимо не только в целом по месторождению для усреднённых условий, но и для каждой ВЕ (и даже их частей) с учётом изменения как горно-геологических и технологических условий, так и ценовой конъюнктуры на мировом рынке сырья.

В настоящее время уровень состояния компьютерного моделирования, возможности создания сложных ГМ, применение методов геостатистики позволяют поставить и решить задачу автоматического обоснования границ выемочных единиц в рациональных по уровню потерь и разубоживания контурах. Наличие такого инструмента позволяет: оценивать ожидаемый уровень потерь и разубоживания как в контурах карьера погоризонтно по каждому РТ или геологическому блоку, так и в годовых (или любых иных) прирезках с учётом конкретных геологических, технологических и конъюнктурных экономических условий; экономически сопоставлять различные направления углубки, в том числе и с учётом текущей или ожидаемой ценовой конъюнктуры на ПИ.

Величина потерь ($\Delta\Pi$) и разубоживания (ΔP) определяется длиной контакта (L), согласностью или несогласностью контактов (+1/-1), величиной доли примешивания (a), высотой уступа (или подустапа) (h_y), углами падения РТ

(β) и наклона откоса уступа (γ) рабочего борта карьера (взрываемого блока). Возможно использование наклонного бурения взрывных скважин с заданием другого γ . Возможно исследование γ в зависимости от крепости пород.

Для согласных контактов:

$$\Delta P = \frac{(a \times h_y)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - (+1) \times \operatorname{ctg} \gamma) \times L, \quad (3.4)$$

$$\Delta П = \frac{(1-a)^2 \times h_y^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - (+1) \times \operatorname{ctg} \gamma) \times L. \quad (3.5)$$

Для несогласные контактов:

$$\Delta P = \frac{(a \times h_y)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - (-1) \times \operatorname{ctg} \gamma) \times L, \quad (3.6)$$

$$\Delta П = \frac{(1-a)^2 \times h_y^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - (-1) \times \operatorname{ctg} \gamma) \times L. \quad (3.7)$$

Алгоритм и программные средства подсчёта потерь и разубоживания на уступе карьера реализованы на основе использования каркасной и блочной моделей РТ и позволяют осуществлять расчет на конкретном участке (блоке). При этом: 1) суммированием потерь и разубоживания между двумя любыми технологическими контурами состояний рабочей зоны карьера рассчитываются общие значения; 2) построенные контуры ВЕ служат ориентирами для определения границ взрывааемых рудных или породных блоков; 3) возможно исследование нескольких вариантов направлений углубки (исходные значения вариантов записываются в шаблоне сводного отчета).

При эксплуатации карьера меняются цены на ПИ, затраты на добычу и переработку, что требует периодического уточнения бортового содержания. В ходе эксплуатационной разведки уточняется каркасная и блочная модели месторождения, может корректироваться (уточняться) пространственная модель изменчивости содержания ПИ. То есть необходимо понимать, что при всей точности решения задачи в условиях заданных геологии и исходных экономических показателей полученные решения и контуры ВЕ будут оставаться верными и рекомендуемыми лишь при сохранении актуальности исходных показателей. Расчет ведется по условному (приведенному) основному компоненту ПИ с учетом коэффициентов приведения сопутствующих компонентов к основному (рис. 3.26 и 3.27).

Алгоритм расчёта показателей потерь и разубоживания состоит в следующем: 1) в соответствии с заданным направлением углубки определяются местоположения и ориентация разрезов (для проверочных векторов) по контактам РТ с вмещающими породами в пределах горизонта (рис. 3.27); 2) для каждого проверочного вектора выполняется уточнение его положения в соответствии с заданным соотношением потерь / разубоживания (рис. 3.27); 3) на основе уточнённых положений проверочных векторов формируются каркасные модели ВЕ горизонта; 4) пункты 1–3 повторяются для всех горизонтов; 5) с помощью моделей ВЕ и РТ рассчитываются и выводятся в табличном виде показатели потерь и разубоживания по каждой ВЕ и по каждому горизонту в целом, а также итоговые показатели по всем горизонтам.

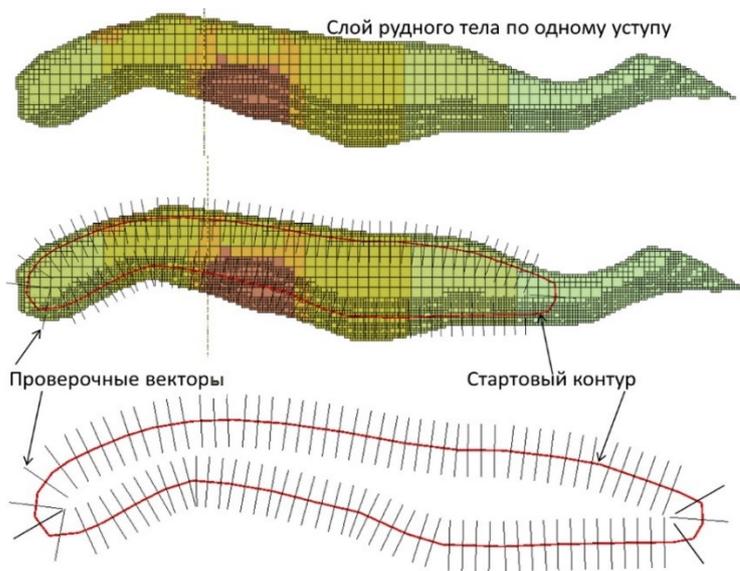


Рис. 3.26. Схема определения рационального положения границы ВЕ (в плане)

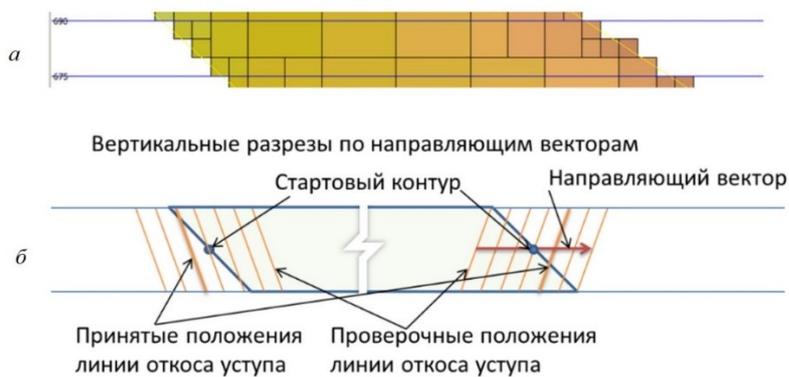


Рис. 3.27. Схема определения рационального положения границы ВЕ (на разрезе):
a — БМ РТ на уступе; *б* — поиск границы ВЕ

На основе этих алгоритмов разработан набор программных средств определения рациональных контуров поуступных ВЕ на открытых горных работах, учитывающий заданное направление углубки и оптимизацию потерь и разубоживание при учете пространственной изменчивости состава руд и примешиваемых пород. Расчеты опираются на каркасную и блочную модели месторождения и вмещающих пород, включающие забалансовые запасы. В качестве исходных значений задаются фактические (или ожидаемые) технологические показатели и показатели экономической конъюнктуры по каждому ПК. Для комплексных руд оптимизация осуществляется по условному основному компоненту. Алгоритм в соответствии с заданным направлением углубки обеспечивает оптимизацию положения линии границы ВЕ и, следовательно, границы отделения выемочного блока для каждого РТ (рис. 3.28, 3.29).

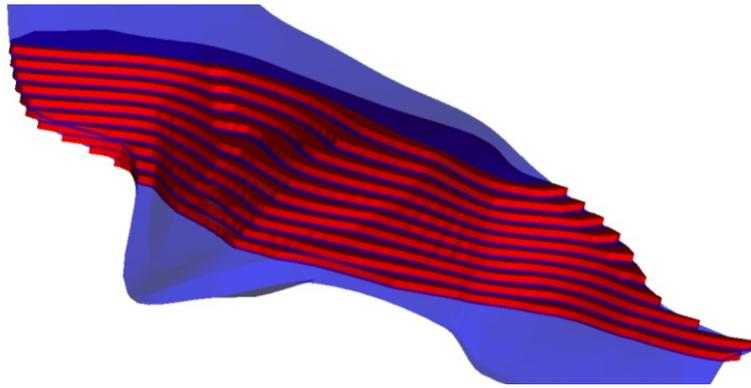


Рис. 3.28. Модель РТ, совмещенная с моделью погоризонтных границ ВЕ

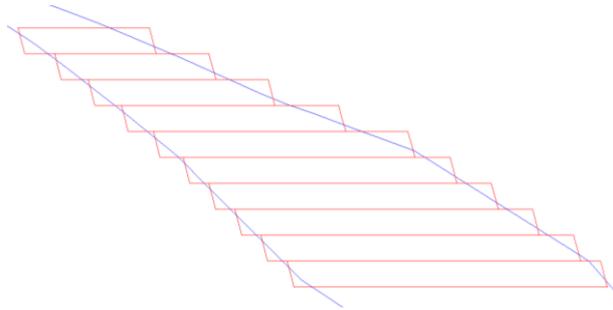


Рис. 3.29. Разрез модели РТ с погоризонтными моделями ВЕ (результат автоматизированного расчёта)

Далее между двумя заданными ограничивающими положениями горных работ (например, между двумя годовыми положениями или внутри карьера в целом — между топографической поверхностью и контуром карьера на конец отработки) поуступно рассчитывается ожидаемый уровень потерь и разубоживания по карьере в целом. Результатом расчета являются таблица промышленных и эксплуатационных запасов в рассматриваемой прирезке (или для карьера в целом), ожидаемые уровни потерь и разубоживания (для каждого добычного уступа и каждого РТ), а также каркасная модель ВЕ. При этом полученные контуры ВЕ являются ориентирами для проектирования взрывных блоков и годового планирования.

Для поиска лучших решений имеется возможность изменить высотную отметку горизонта, выделить подступ, применить наклонное бурение и тем самым изменить параметры ВЕ или локально изменить направление углубки с сокращением количества несогласных контактов и т. д. Сведения о ВЕ, коэффициентах потерь и разубоживания даны в табл. 3.5.

Показатели уровней потерь и разубоживания считаются по каждой выделенной программой ВЕ. Если при сложном РТ возникает неоднозначная ситуация отнесения теряемых запасов к той или иной ВЕ, дается автоматический комментарий, а «спорные» потери учитываются в уступных показателях «дополнительных потерь». Нулевые значения в последней колонке описанного примера (см. рис. 3.30 и табл. 3.5) показывают, что в данном случае таких ситуаций не выявлено.

Таблица 3.5

Отчетная таблица выделения ВЕ и определения уровней потерь и разубоживания

Горизонт	ВЕ	Эксплуатационные запасы (объем ВЕ), м ³	Геологические запасы руды, м ³	Извлекаемые запасы, м ³	Потери, м ³	Разубоживание, м ³	Коэффициент		Дополнительные потери, м ³
							потерь, %	разубоживания, %	
735–750	1	1497933	1367845	1350467	17377	147466	1,27	9,84	0
	2	622397	483086	463925	19161	158471	3,97	25,46	0
	Итого	2120330	1850931	1814393	36538	305937	1,97	14,43	0
720–735	1	1633032	1495387	1476287	19100	156745	1,28	9,60	0
	2	563882	422894	403016	19877	160865	4,70	28,53	0
	Итого	2196913	1918281	1879303	38978	317610	2,03	14,46	0
705–720	1	1813525	1639349	1614605	24744	198920	1,51	10,97	0
	2	477269	348473	330627	17845	146642	5,12	30,73	0
	Итого	2290794	1987821	1945232	42589	345562	2,14	15,08	0
690–705	1	1980875	1782198	1754873	27324	226002	1,53	11,41	0
	2	358225	248307	230912	17395	127312	7,01	35,54	0
	Итого	2339100	2030505	1985786	44719	353314	2,20	15,10	0
675–690	1	2330894	2052324	2010532	41792	320362	2,04	13,74	0
	Итого	2330894	2052324	2010532	41792	320362	2,04	13,74	0
660–675	1	2262880	2063686	2030019	33667	232861	1,63	10,29	0
	2	6532	9970	2035	7934	4497	79,59	68,85*	0
	Итого	2269413	2073656	2032055	41601	237358	2,01	10,46	0
645–660	1	2311815	2127128	2102866	24261	208949	1,14	9,04	0
	Итого	2311815	2127128	2102866	24261	208949	1,14	9,04	0
630–645	1	2338272	2149464	2122104	27359	216168	1,27	9,24	0
	Итого	2338272	2149464	2122104	27359	216168	1,27	9,24	0
615–630	1	2369447	2162856	2136614	26242	232833	1,21	9,83	0
	Итого	2369447	2162856	2136614	26242	232833	1,21	9,83	0
600–615	1	2286675	2101208	2077589	23619	209087	1,12	9,14	0
	Итого	2286675	2101208	2077589	23619	209087	1,12	9,14	0
Итого		22853654	20454172	20106474	347698	2747179	1,70	12,02	0

* Наличие аномальных показателей указывает на нестандартность ВЕ.

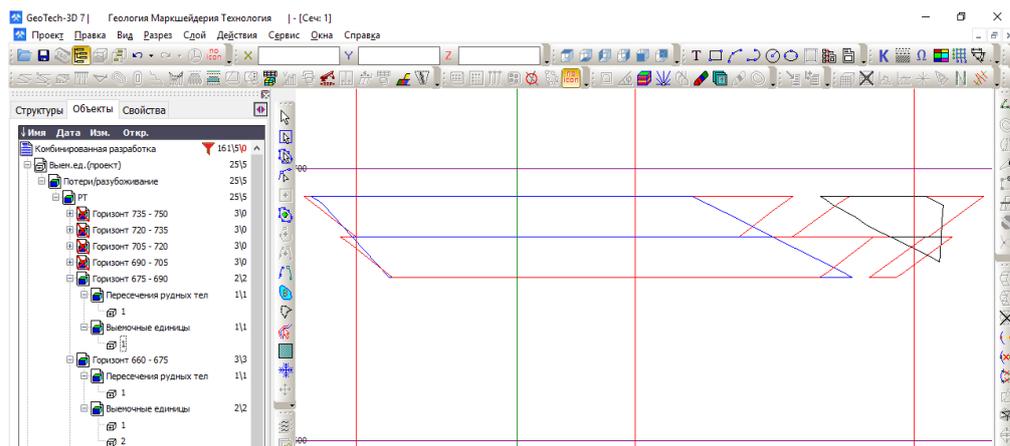


Рис. 3.30. Поперечный разрез через проблемную зону

Использование такого инструмента позволяет провести оценку целесообразности применения наклонного бурения, сопоставления нескольких направлений углубки, в том числе и «смешанных», с переходом от одного «чистого» направления углубки к другому, уточнения направления углубки по фактору снижения потерь и разубоживания относительно обоснованного ранее по фактору минимизации среднего с начала разработки коэффициента вскрыши.

Модель ВЕ может быть использована при годовом планировании и при построении контура карьера на конец отработки, особенно для пологопадающих и наклонных месторождений, на которых один из бортов карьера формируется по лежащему боку залежи. Кроме того, данный инструмент может быть использован для выделения ВЕ при разносортном сырье и в режиме технико-экономического обоснования кондиций.

3.6. Определение оптимального положения внутрикарьерных рудоспусков

Анализ работы действующих карьеров и изучение горно-технических условий подлежащих промышленному освоению месторождений свидетельствуют о том, что главной проблемой открытых горных разработок становится транспорт, так как рост сложности и трудоемкости транспортирования горной массы опережает темпы увеличения объемов перевозок за счет воздействия различных факторов [62]. Одним из возможных решений, позволяющих снизить себестоимость транспортирования руды с нижних горизонтов глубоких карьеров на фабрику, а также уменьшить длину внутрикарьерных перевозок, является применение срезаемых карьерных рудоспусков, осуществляющих перепуск руды на ПТК. Существенное влияние на снижение транспортных затрат и повышение извлекаемой ценности может оказать своевременный ввод в строй карьерных рудоспусков, а также их оптимальное расположение в рабочей зоне.

Для автоматизации решения этой сложной задачи с помощью средств ГИС MINEFRAME разработана методика определения оптимального месторасположения карьерных рудоспусков, обеспечивающая условия минимального расстояния транспортирования руды от забоя до устья рудоспуска

и равномерного распределения объемов руды по рудоспускам [63]. Задача определения местоположения рудоспусков включает в себя две подзадачи.

1. Поиск местоположения рудоспусков. Алгоритм опирается на БМ месторождения, а также каркасную модель карьера на конец отработки и состоит из следующих основных пунктов: 1) разделение месторождения, обрабатываемого с использованием рудоспусков, на равные по объему части вдоль длинной оси карьера (количество частей равно количеству применяемых рудоспусков и рассчитывается исходя из годовой производительности рудника и пропускной способности рудоспуска); 2) нахождение центра масс (соответствует минимизации транспортных затрат) на каждом горизонте карьера для полученных частей месторождения по формуле:

$$\vec{r}_c = \frac{\sum_i \vec{r}_i m_i}{\sum_i m_i}, \quad (3.8)$$

где m_i — масса блока; \vec{r}_i — радиус-вектор, задающий местоположение блока относительно начала координат; \vec{r}_c — искомый радиус-вектор центра масс; 3) нахождение прямолинейной оси рудоспуска, проходящей рядом с центрами масс соответствующей части каждого горизонта. Координаты оси рудоспуска находятся с помощью метода наименьших квадратов. В результате получаем расположение рудоспусков, отвечающее условиям минимального расстояния транспортирования и условиям равномерного распределения объемов руды по рудоспускам (рис. 3.31).

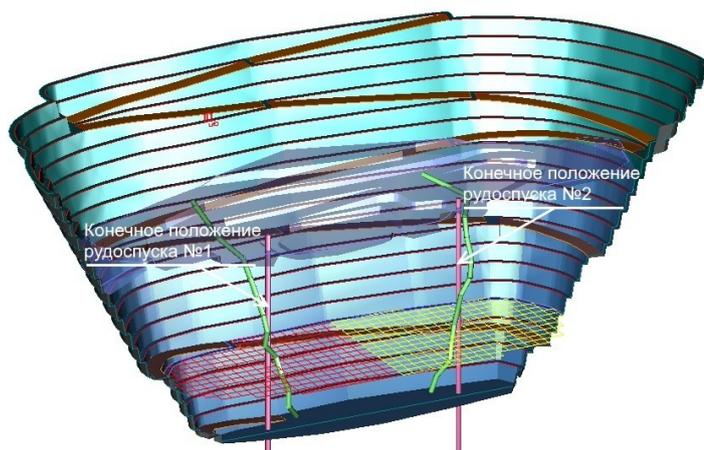


Рис. 3.31. Местоположение карьерных рудоспусков, найденное с использованием оптимизационного алгоритма

2. Установление момента перехода к перепуску руды через карьерные рудоспуски. По сути, это нахождение оптимальной высотной отметки начала эксплуатации рудоспусков и перехода с одного вида транспорта на другой. Решение состоит в расчете нескольких вариантов отработки месторождения с учетом капитальных и эксплуатационных затрат при разных отметках ввода в строй карьерных рудоспусков и выбора из них оптимального варианта (рис. 3.32). Критерием оптимальности является максимальная прибыль, формируемая за счёт разницы в транспортных затратах.

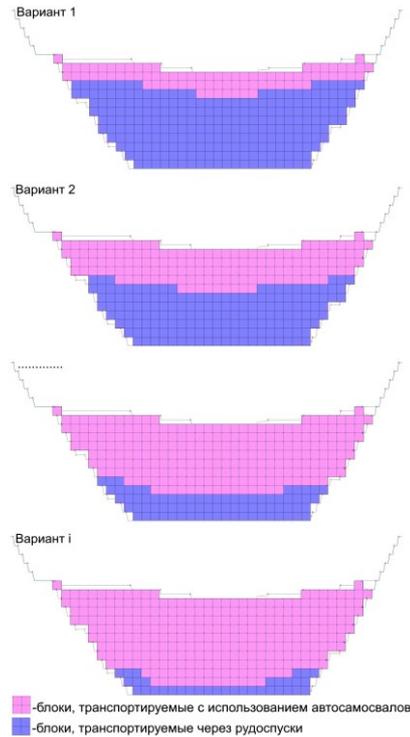


Рис. 3.32. Варианты БМ в зависимости от отметки ввода рудоспусков в эксплуатацию

Затраты на транспортирование одной тонны руды блока: 1) для автомобильного транспорта — руда транспортируется к точке начала съезда на соответствующем горизонте и далее по внутрикарьерной трассе до ОФ, удельные затраты автомобильного транспорта (руб/т) рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{тр. п.}}^{\text{ac}} = C_{\text{тр. п.}}^{\text{ac}} \times \left(\sqrt{(X_{\text{с.}}^i - X_{\text{бл.}})^2 + (Y_{\text{с.}}^i - Y_{\text{бл.}})^2} + \left(\frac{|Z_{\text{к.}} - Z_{\text{бл.}}|}{i} \right) \right), \quad (3.9)$$

где $C_{\text{тр. п.}}^{\text{ac}}$ — удельные затраты на транспортирование одной тонны руды автосамосвалом руб/(т·м); $X_{\text{с.}}^i, Y_{\text{с.}}^i$ — координаты начала съезда i -го горизонта, м; $Z_{\text{к.}}$ — отметка выезда на поверхность, м; $X_{\text{бл.}}, Y_{\text{бл.}}, Z_{\text{бл.}}$ — координаты геометрического центра блока, м; 2) для ПТК — руда транспортируется условно по горизонтали к ближайшему устью рудоспуска и далее по выработкам ПТК до фабрики, удельные затраты при использовании ПТК (руб/т) рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{тр. п.}}^{\text{птк}} = C_{\text{тр. п.}}^{\text{ac}} \times \left(\sqrt{(X_{\text{рс}} - X_{\text{бл.}})^2 + (Y_{\text{рс}} - Y_{\text{бл.}})^2} \right) + C_{\text{тр. п.}}^{\text{птк}} \times L_{\text{птк}}, \quad (3.10)$$

где $C_{\text{тр. п.}}^{\text{птк}}$ — удельные затраты на транспортирование одной тонны руды подземным транспортным комплексом, руб/(т·м); $X_{\text{рс}}, Y_{\text{рс}}$ — координаты в плане устья ближайшего рудоспуска, м.

Изменение стоимости транспортирования может привести к изменению ценности блока (расчёт приведён в разделе 3.1), что, в свою очередь, может повлиять на изменение конечного контура карьера и его этапных положений. По результатам расчета строится график зависимости извлекаемой ценности

блоков от горизонта ввода в эксплуатацию рудоспусков (рис. 3.33). Из графика видно, что кривая достигает своего максимума в отметке -530 м, которая является оптимальным вариантом сочетания автосамосвалов и карьерных рудоспусков с общей извлекаемой ценностью блоков 220 млрд руб.



Рис. 3.33. Зависимость валовой прибыли от отметки ввода рудоспусков в эксплуатацию

3.7. Методы обоснования и программные средства автоматизированного проектирования рациональных конструкций нагорных и равнинных отвалов

Исторически принципы формирования, а позднее и проектирования породных отвалов менялись в зависимости от используемой техники, функций и требований, которым должен отвечать отвал как место хранения вскрышных пород.

На основе информации из справочника [64], теоретических исследований ГоИ КНЦ РАН и практики отвалообразования на рудниках Кольского региона можно сформулировать основные действующие в настоящее время принципы проектирования и сооружения внешних породных отвалов при безусловном соблюдении правил техники безопасности [65].

1. Породы, не содержащие ПК, которые в настоящее время могут иметь промышленные кондиции и количество, считаются отходами и допускаются к совместному складированию, если они не оказывают существенного влияния на устойчивость отвала. Допускается совместное складирование скальных и рыхлых пород при обеспечении устойчивости такого отвала.

2. Вскрышные породы, содержащие ПК, такие как забалансовые, бедные или попутные ПИ, должны размещаться в отдельных отвалах (складах) для последующего использования. Ввиду малых объёмов горной массы на таких складах, к их размещению не предъявляются такие же высокие требования, как к породным отвалам. Основные требования: размещение ближе к объектам переработки или отгрузки, более тщательная подготовка основания для уменьшения потерь при сохранении и погрузке, формирование штабеля с параметрами, пригодными для выемки современным оборудованием.

3. Отвалы должны занимать минимальные земельные площади и по возможности естественные выемки на местности, а также неудобья. При этом не оговаривается, для чего или для кого они неудобны (для деятельности человека, существования флоры, фауны или для чего-либо ещё).

4. Породные отвалы должны иметь достаточную вместимость. Для её обеспечения по конструкции они могут быть ярусными по высоте.

5. Отвалы для предотвращения внезапного обрушения и скольжения должны быть устойчивыми. Поэтому рациональная по критериям безопасности высота яруса из данного типа разрыхленных пород принимается с коэффициентом запаса устойчивости, равным 1,2 от расчётных значений предельной высоты. Так, для скальных пород месторождений Кольского региона безопасная высота яруса составляет 100–120 м, а предельная — 130–150 м. При числе ярусов с такой высотой более двух проверяют устойчивость всего отвала, особенно если он нагорного типа, т. е. размещён и эксплуатируется на склоне. Ширина предохранительной бермы между соседними ярусами на конечных контурах отвала для гарантированной устойчивости должна быть равна высоте вышележащего яруса. Отвалы рекомендуются отсыпать из однотипных пород [66], т. е. раздельность складирования реализуется только в целях безопасности. Для этих же целей рекомендовалось пригружать откосы высоких отвалов снизу устройством контрфорсов.

6. Любой породный отвал подвержен деформациям уплотнения и усадки, скорость которых, в зависимости от скорости перемещения фронта отсыпки, может затухать или возрастать. За поведением отвала необходимо проводить систематические визуальные и инструментальные наблюдения маркшейдерской службой рудника. Для скальных пород региона при определённой скорости деформации оседания (50 см/сут и более для нефелиновых сиенитов) отвал (ярус) или его участок закрывается до стабилизации и затухания деформации.

7. Отвалы должны размещаться на минимальном расстоянии от мест погрузки и располагаться на безрудных площадях. Последнее правило часто не соблюдается из-за недостатка информации и недостаточного учёта всех обстоятельств при проектировании отвалов.

8. Правила безопасности запрещают вывозку снега в породные отвалы, но для районов, где зимой выпадает большое количество осадков, сделано исключение. Разрешается размещать снег вместе с породой в соотношении до одного объёма снега на шесть объёмов породы [67, 68].

9. В основном на рудных карьерах порода в отвалы транспортируется автомобильным и железнодорожным транспортом или их комбинацией. В очень редких случаях за контуром карьера по дневной поверхности и наверх по отвалу конвейерным транспортом доставляется скальная вскрыша. Малая распространённость этого вида транспорта объясняется необходимостью дробления пород перед конвейерной доставкой. В то же время на высоких отвалах при использовании автотранспорта львиная доля затрат на отвалообразование приходится на перевозку горной массы, автопарк, его обслуживание, ремонт, охрану природы и т. п. Как показал опыт АО «Ковдорский ГОК», у комбинации «мелкая горная масса — автотранспорт — конвейер» имеются конкурентные преимущества, о которых будет сказано ниже.

Таким образом, формирование внешних породных отвалов ограничено с учетом перспектив вторичного использования складированного МС, а также обеспечения технической и экологической безопасности.

В технологическом плане отработка отвалов производится поуступно и последовательно. Высота уступов может быть равной принятой на карьере либо уменьшенной. Технологический транспорт обычно такой же, как и во вскрышных забоях (чаще всего автомобильный). Ввиду малых объёмов вторично удаляемой вскрыши, применение какой-либо определённой стратегии или системы разработки в таких случаях не рассматривалось.

В соответствии с нормами технологического проектирования расположение отвалов относительно карьера, их количество и параметры, а также порядок формирования должны определяться на основании технико-экономических расчётов с целью обеспечения минимальных затрат на транспортирование пород и природоохранные мероприятия. Эти относительно простые требования приводят к постановке и необходимости конструктивного решения нескольких задач, связанных с минимизацией площади, занимаемой отвалом, определением порядка отсыпки ярусов, их оптимальной высоты и ширины предохранительной бермы. Алгоритмы для автоматизированного решения задачи построения отвалов основаны на следующих предпосылках. Ожидаемый результат — конструктивные решения, направленные на минимизацию затрат по формированию многоярусных отвалов. Исходные данные для проектирования отвала: объем вскрыши, извлекаемой из карьера; места выезда из карьера; модель топоповерхности, окружающей карьер; места расположения стационарных (охранных) объектов: промплощадка, озера, реки, гидротехнические сооружения и пр.; физико-механические свойства вскрышной породы: угол естественного откоса (будет равен углу откоса яруса), сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент остаточного разрыхления; минимальное расстояние от борта карьера до начала откоса отвала равно высоте первого яруса отвала; ширина предохранительной бермы между ярусами равна половине высоты вышележащего яруса; параметры транспортных коммуникаций: ширина съезда и продольный уклон, длины участков дорог с различными условиями движения.

Укрупненный порядок расчета: 1) расчет объема отвала с учетом коэффициента остаточного разрыхления; 2) на основе физико-механических свойств вскрышной породы оценивается предельная высота яруса (отвала) по критерию устойчивости; 3) выбор ограничения по высоте отвала или по площади, возможно разбиение на несколько отвалов; 4) выбор месторасположения отвала; 5) выбор формы отвала; 6) расчет количества ярусов и их объем для двух вариантов — с ограничением по площади и без; 7) построение тела отвала и дорог; 8) обоснование порядка формирования отвала по участкам, ярусам на основе оптимизации транспортной работы.

Оценка максимального объема отвала в указанных границах является важной задачей для определения объемов складированных пород на ограниченной площади, которая лимитируется особенностями рельефа местности, подходящими для размещения отвалов, экологическими платежами и платежами за землю, минимизацией транспортной работы при горизонтальном перемещении. Высота отвала определяется суммарной высотой всех составляющих его ярусов, условиями устойчивости тела отвала, минимизацией транспортной работы при подъеме породы на верхние ярусы.

При реализации алгоритма (рис. 3.34) в качестве ограничений на размещение отвала учитываются: 1) ограничение площади отсыпки отвала контуром, задающим максимальный периметр основания первого яруса; технологические ограничения формирования ярусов отвала: высота яруса, ширина предохранительной бермы, количество ярусов, угол откоса яруса, минимальная площадь площадки яруса; 2) требуемый объем отвала (если это ограничение отсутствует, то формируется максимально допустимое количество ярусов).



Рис. 3.34. Блок-схема алгоритма формирования отвала на ограниченной площади

Алгоритм состоит из следующей последовательности действий: 1) определяется высотная отметка верхней бровки яруса — от самой нижней точки исходного граничного контура откладываем высоту яруса и округляем до ближайшего целого; 2) строится равноудаленный контур границы (эквидистант) на вычисленной отметке под углом откоса яруса, этот контур (или несколько контуров, если форма границы задает разделение яруса на несколько частей) будет определять площадку верхнего яруса отвала; 3) проверяется площадь полученного контура (или площади каждой полученной площадки) — если она меньше заданной, то процесс формирования отвала останавливается, а полученный ярус не добавляется в отвал, в ином случае переходим к пункту 4; 4) формируется каркасная модель яруса с основанием по граничному контуру и площадкой по эквидистантному контуру; 5) если задан максимальный объем отвала, то суммируются объемы всех построенных ярусов и сравниваются с ограничением по объему, если объем еще не превышен, переходим к пункту 6; 6) строится нижняя бровка (эквидистантный контур на расстоянии ширины бермы от границ последней площадки) следующего яруса на той же отметке, что и исходный контур, полученный на предыдущем шаге; 7) проверяется его площадь — если она меньше заданной, то следующий ярус не может быть построен и формирование отвала останавливается, в ином случае переходим к шагу 1, но за исходную границу берется полученный эквидистантный контур; 8) по завершении шагов 1–5 (вышли на ограничение площадки верхнего яруса либо на ограничение по объему отвала) формируется итоговая модель отвала, все ярусы объединяются в один объект. Пример построения отвала из нескольких ярусов по вышеприведенному алгоритму, интерфейсные средства инструмента и показатели, характеризующие каждый ярус и отвал в целом, приведены на рис. 3.35.

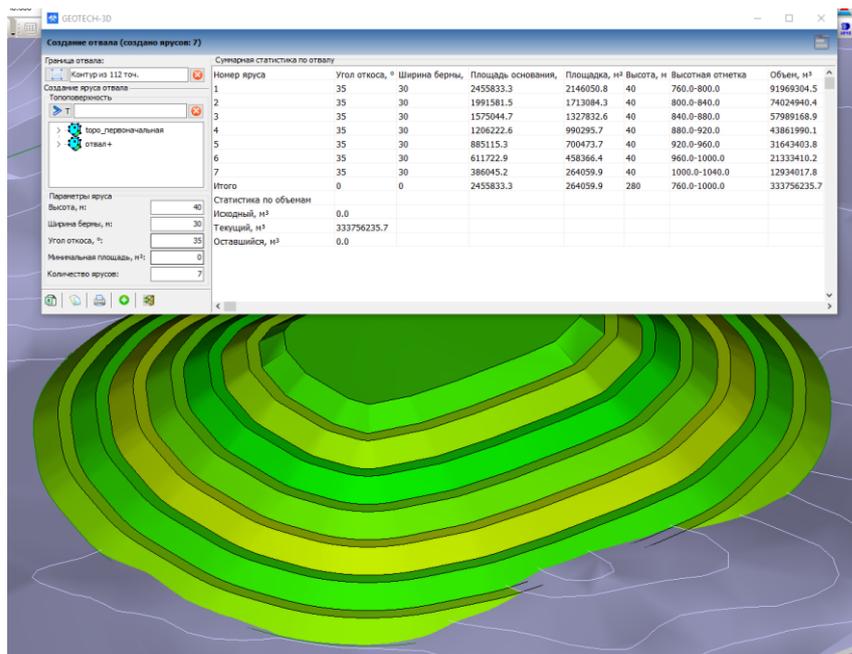


Рис. 3.35. Пример автоматизированного построения отвала на ограниченной площади инструментальными средствами MINEFRAME

Другая задача формирования тела отвала формулировалась как определение формы отвала, количества необходимых ярусов и занимаемой площади при заданном объеме отсыпки. Особенностью алгоритма является учет расстояния транспортирования породы от заданной точки въезда на отвал до каждой точки отсыпки. Учитывается также горизонтальный эквивалент (коэффициент приведения) подъема горной массы, который позволяет перевести фактические длины транспортирования (по дорогам с уклоном) к условному горизонтальному пути.

Для расчёта приведенного расстояния транспортирования $L_{пр}$ (м) необходимо привести фактическую длину транспортирования к условному горизонтальному пути по формуле:

$$L_{пр} = L_{ф} + \mathcal{E}_п \times H_п + \mathcal{E}_с \times H_с, \quad (3.11)$$

где $L_{ф}$ — фактическое расстояние транспортирования, м; $\mathcal{E}_п$, $\mathcal{E}_с$ — горизонтальный эквивалент вертикального перемещения горной массы на подъём и спуск, м/м подъёма (спуска); $H_п$, $H_с$ — высота перемещения груза по вертикали на подъём и спуск, м.

Алгоритм формирования отвала состоит из нескольких шагов: 1) задаются максимальные границы отвала (периметр зоны отсыпки отвала); 2) задаются параметры ярусов: высота, угол откоса, ширина предохранительной бермы; 3) задается объем горной массы, который должен быть размещен в отвале; 4) создается транспортная схема (указание точки входа дороги на отвал, дополнительно могут быть заданы точки отсыпки на ярусах); 5) определяются максимальные границы каждого яруса внутри периметра зоны отсыпки с учетом параметров, заданных в пункте 2; 6) по условию выбора кратчайшего

приведенного расстояния итерационно определяются наилучшая точка отсыпки и тот объем, который можно добавить из этой точки (эта операция повторяется до тех пор, пока не будет набран весь заданный объем или не будет достигнута граница отвала); 7) формируются модели ярусов и отвала в целом; 8) создается отчетная документация.

Возможность использования пород вскрыши в перспективе, экологические требования к горнодобывающему производству, положения Закона РФ «О недрах» требуют, чтобы подход к формированию отвалов любых минеральных отходов был таким же, как подход к формированию ТМ, которые могут быть вовлечены в эксплуатацию. Поэтому при проектировании отвалов, определении места их размещения и технологии формирования помимо традиционных должны комплексно решаться следующие задачи: необходимость и возможность использования пород вскрыши как ТС; необходимость и возможность (технологическая) переработки ТС; сохранность сырья и его качественных характеристик; оптимизация размещения, конструкции и параметров отвалов; техническая возможность и безопасная технология формирования отвалов; возможность и технология выемки ТС в любое необходимое время; экологическая безопасность и рекультивация образующихся отвалов.

Одной из основных задач является возможность использования ТС. От способа использования будет зависеть вся технология формирования ТМ. Так же как и для мелкодисперсного ТС, можно выделить следующие способы использования крупнокускового ТС: извлечение ПК путём переработки ТС; использование в качестве строительного материала с дополнительной переработкой ТС; использование в качестве строительного материала без переработки.

Многие задачи, связанные с формированием и управлением ТМ, могут быть решены за счёт оптимального размещения отвалов, которое должно обеспечивать: достаточную вместимость; устойчивость отвала и безопасность его формирования; минимальные затраты при формировании; минимум транспортных коммуникаций; простоту технологии; наилучшее сохранение качественных характеристик ТС; снижение подотвальных земельных площадей; минимальное загрязнение окружающей среды; условия для технологичности выемки ТС; минимальные затраты на рекультивацию.

В свою очередь, все перечисленные условия взаимосвязаны и в той или иной степени зависят от конструкции и параметров отвалов, а теперь ещё и от возможностей использования горной массы отвала в качестве ТС. В настоящее время наблюдается тенденция увеличения отвалов в высоту, из-за чего решаются вопросы охраны окружающей среды и в какой-то мере минимизации транспортной работы. При этом совершенно не обеспечиваются раздельность складирования ТС и возможность разработки отвала как ТМ. Также затруднены работы по технической рекультивации высоких отвалов. Для обеспечения достаточной вместимости, раздельного размещения ТС, устойчивости насыпей, снижения техногенной нагрузки на природную среду и обеспечения технологичности разработки отвалы целесообразно делать ярусными. Ярусная конструкция даёт возможность складировать породы раздельно, но при этом несколько усложнится технология и последовательность формирования ярусов.

3.8. Алгоритмы и программные средства автоматизированного проектирования массовых взрывов

Взрывное разрушение ГП с использованием скважинных зарядов на сегодня является одним из самых распространённых способов подготовки ГМ для её выемки. От качества взрывной подготовки ГМ зависят затраты на погрузку, транспортировку и переработку ПИ. В то же время взрывное разрушение ГП — сложный и дорогостоящий технологический процесс. При проектировании взрывных работ необходимо учитывать значительное число параметров, главными из которых являются прочностные характеристики ГП, энергетические характеристики зарядов ВВ и их пространственное расположение. В связи с этим актуальной является задача оптимизации проекта взрыва путем проверки проектного решения на основе компьютерного моделирования взрыва скважинных зарядов в массиве ГП.

Для решения этой задачи на базе ГГИС MINEFRAME [27] разработан комплекс программ, позволяющий в динамике моделировать изменение границы отрыва и геометрии развала при короткозамедленном взрыве скважинных зарядов на карьере с помощью аппарата имитационного моделирования. Моделирование производится в программе GEOTECH-3D, входящей в состав MINEFRAME и являющейся графической платформой для моделирования ОГТ. Исходные данные: 3D-модель взрывного блока, упруго-прочностные характеристики массива ГП внутри взрывного блока, местоположение взрывных скважин, конструкции скважинных зарядов, энергетические характеристики используемых ВВ, схема инициирования скважинных зарядов. За формирование этих данных отвечают программные средства модуля автоматизированного проектирования скважинной отбойки [69]. Результатом моделирования являются новые ОГТ, содержащие следующую информацию: положение поверхности отрыва ГМ от массива, положение поверхности развала ГП, распределение качества руды в развале. Алгоритм моделирования развала включает в себя несколько шагов, которые будут описаны далее.

Воронка выброса от взрыва скважинного заряда может быть сформирована только в том случае, если зона радиальных трещин от заряда выходит на свободную поверхность. Для вычисления границ воронки выброса от взрыва скважинного заряда используется формула расчёта радиуса зоны регулируемого дробления для бесконечно длинного цилиндрического заряда [27]:

$$r_n = r_o \sqrt[2\gamma]{\frac{P_n}{\sigma_{ж}} \left\{ \frac{2 \times (1+\nu) \times \sigma_{ж}}{E_{ю}} \left[(1-\nu) \times \ln \left(\frac{\sigma_{ж}}{\sigma_p} \right) + 1 \right] + \left(\frac{r_o}{r_{ж}} \right)^2 + \frac{\sigma_{ж}}{K} \times \left[1 - \left(\frac{r_o}{r_{ж}} \right)^{1,6} \right] \right\}}, \quad (3.12)$$

где $r_{ж} = r_n \times (P_n / \sigma_{ж})^{2,5}$; $P_n = K_x \times Q_{вв} \times \rho_{вв} \times (\gamma - 1)$; $P_n = P_n \times (r_o / r_n)^{2\gamma}$. Характеристики заряда ВВ: r_o — радиус взрывной полости, м; $\rho_{вв}$ — плотность ВВ, кг/м³; γ — показатель адиабаты; $Q_{вв}$ — энергия ВВ, кДж/кг; K_x — коэффициент химических потерь. Характеристики массива ГП: $E_{ю}$, K — модули Юнга и всестороннего сжатия, МПа; ν — коэффициент Пуассона, $\sigma_{ж}$, σ_p — динамические пределы прочности на сжатие и отрыв, МПа; $\sigma_{ж}^{ст}$, $\sigma_p^{ст}$ — статические пределы прочности на сжатие и отрыв.

Для перехода к расчёту воронки выброса от взрыва скважинного заряда (цилиндрического заряда конечной длины) последний заменяется совокупностью эквивалентных сферических зарядов (рис. 3.36) [70, 71].

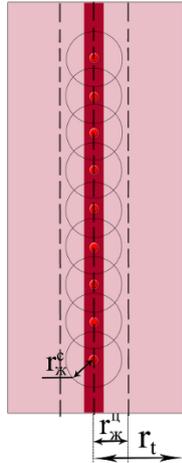


Рис. 3.36. Цилиндрический заряд, приведенный к эквивалентным сферическим зарядам:

$r_{\text{ж}}^{\text{ц}}$ — радиус зоны раздавливания для цилиндрического заряда; $r_{\text{ж}}^{\text{с}}$ — радиус зоны раздавливания для сферического заряда; r_t — радиус зоны разрушения цилиндрического заряда радиальными трещинами от взрыва

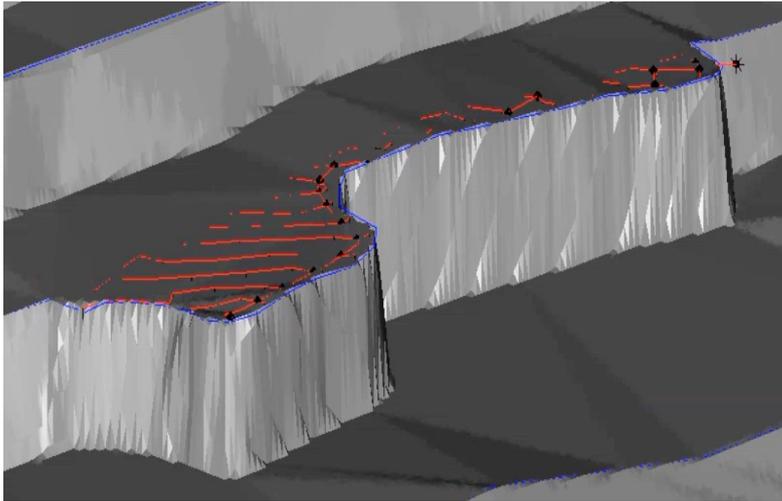
Для определения границы отрыва с использованием метода суперпозиции рассчитывается суммарное радиальное напряжение на свободной поверхности от действия всех зарядов, взрываемых на одно замедление. Достижение критической величины напряжения свидетельствует о прорастании трещины отрыва от заряда до свободной поверхности, а сама величина напряжений используется для расчёта скорости и направления вылета оторванных от массива кусков породы.

Для реализации алгоритма расчёта границы отрыва (воронки выброса) ГМ от массива ГП используется БМ, размеры элементарных кубических блоков которой зависят от диаметра взрывной скважины. Размеры БМ рассчитываются автоматически и принимаются такими, чтобы граница отрыва находилась внутри БМ.

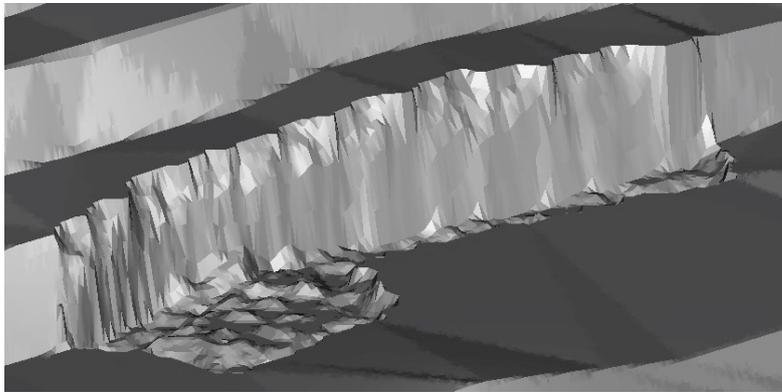
Каждый блок может принимать одно из двух состояний: неоторванный от массива — связанный блок (СБ); оторванный от массива — несвязанный блок (НБ). При этом свободная поверхность или граница отрыва находится на границе «связанный блок — несвязанный блок» [16].

Моделирование границы отрыва ГМ от массива ГП сводится к последовательному расчёту изменения геометрии свободной поверхности от взрыва скважин в порядке их инициирования. Суть алгоритма сводится к определению для каждого СБ, граничащего с НБ, суммарного вектора радиальных напряжений от скважинных зарядов, представленных эквивалентными сферическими зарядами, взрывающимися на одно замедление. В случае превышения модулем суммарного вектора напряжений предела прочности ГП все блоки по линии вектора до оси заряда считаются оторванными от массива и приобретают статус НБ. Последовательное применение данного алгоритма ко всем зарядам с учетом интервала замедления даёт итоговую поверхность отрыва [72].

После завершения процедуры моделирования отрыва ГП от массива производится сглаживание поверхности отрыва и формирование каркасной модели участка уступа после взрыва. На рис. 3.37 изображена модель участка уступа карьера до взрыва и после моделирования скважиной отбойки.



a



б

Рис. 3.37. Модель участка уступа до взрыва (*a*) и после моделирования результатов скважиной отбойки (*б*)

Моделирование развала осуществляется на основе моделирования перемещения кусков породы, оторванных от массива ГП. При этом минимальная единица объёма ГП, для которой рассчитывается перемещение, представляется несвязанным блоком БМ. Блок сохраняет свою массу постоянной на протяжении всего процесса моделирования, но увеличивается в объёмах за счёт увеличения коэффициента разрыхления. Для упрощения процедуры расчёта при моделировании его взаимодействия с другими блоками принимается, что его границы имеют форму сферы.

Для моделирования процесса разлёта блоков разработан алгоритм, последовательно рассчитывающий в каждый момент времени новое положение блоков в пространстве с учётом сил тяжести и трения, а также взаимодействия блоков друг с другом и нижележащей поверхностью (рис. 3.38). Для этого используются уравнения механики сыпучей среды.

Процедура моделирования развала также включает в себя оценку пространственного распределения ПИ. После ее завершения производится формирование каркасной модели развала по конечному положению оторванных от массива блоков ГП (рис. 3.39).

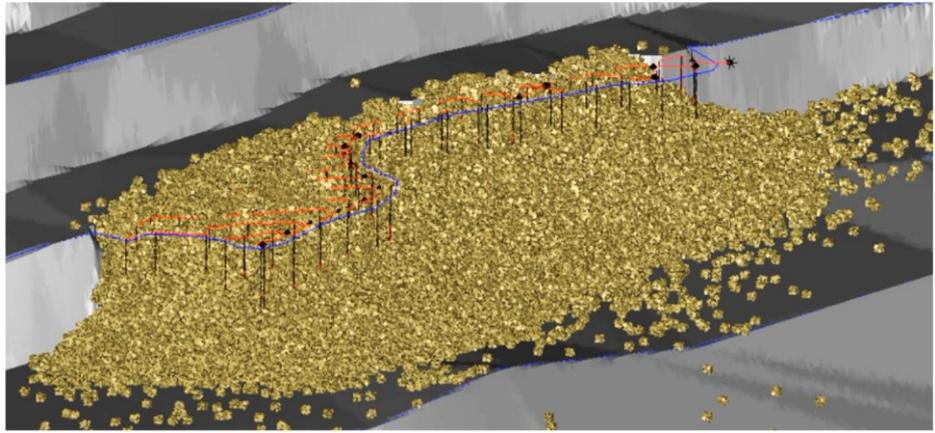
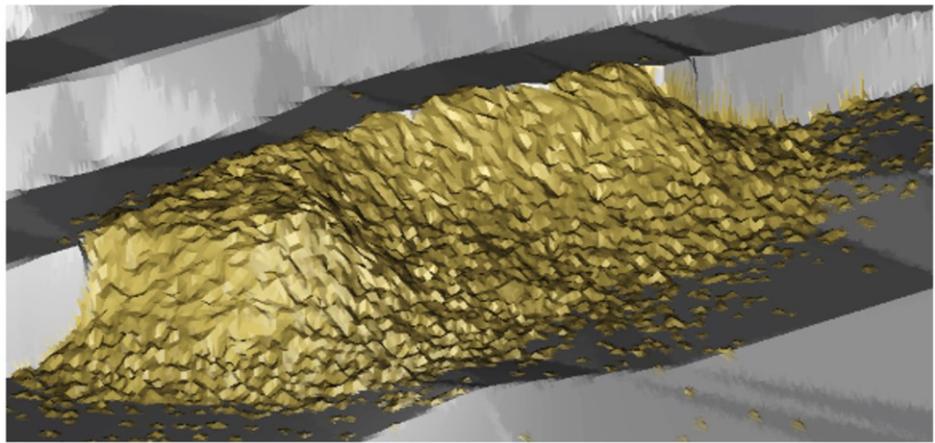
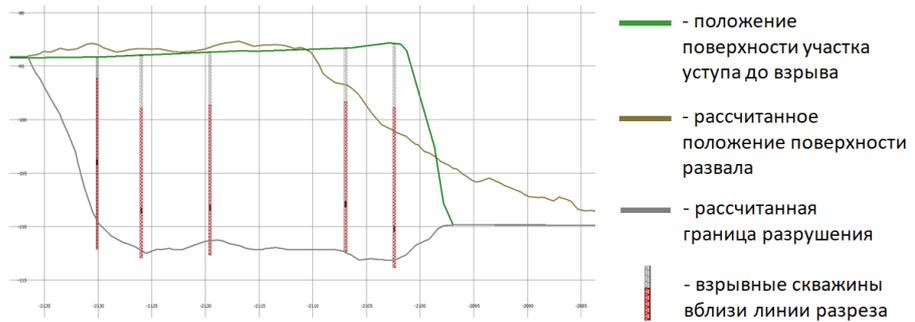


Рис. 3.38. Модель развала, представленная конечным положением оторванных от массива блоков ГП



а



б

Рис. 3.39. Модель развала, построенная по конечному положению оторванных от массива блоков ГП (*а*); поперечный разрез уступа до МВ с проекциями близлежащих скважин и нанесёнными границей разрушения и границей развала после МВ (*б*)

Было сделано сравнение расчётных и фактических контуров отрыва для оценки адекватности результатов моделирования взрывам. Был проведен сравнительный анализ результатов имитационного моделирования с результатами геодезических и геофизических исследований на одном из взрывных блоков карьера «Железный» Ковдорского ГОКа.

Для соблюдения максимального соответствия реального взрыва и его модели были использованы результаты лазерного сканирования участка блока до взрыва, а также результаты определения координат устьев скважин, их глубины и другой технологической, геологической и геомеханической информации, содержащейся в проекте МВ.

На рисунке 3.40 представлена модель взрывного блока с зоной разрушения, полученной в результате моделирования МВ. Анализ [73] позволил получить фактическое местоположение границы разрушения по профилю георадиолокационного зондирования. Совмещение прогнозируемой и фактической границ разрушения по профилю зондирования позволило оценить, насколько точно смоделированная граница отрыва отражает результаты реального взрыва (рис. 3.41). Из рисунка 3.41 видно, что прогнозируемая и фактическая границы разрушения по большей части профиля проходят близко друг к другу, что позволяет говорить о возможности использования инструмента моделирования МВ для оценки качества проектных решений.

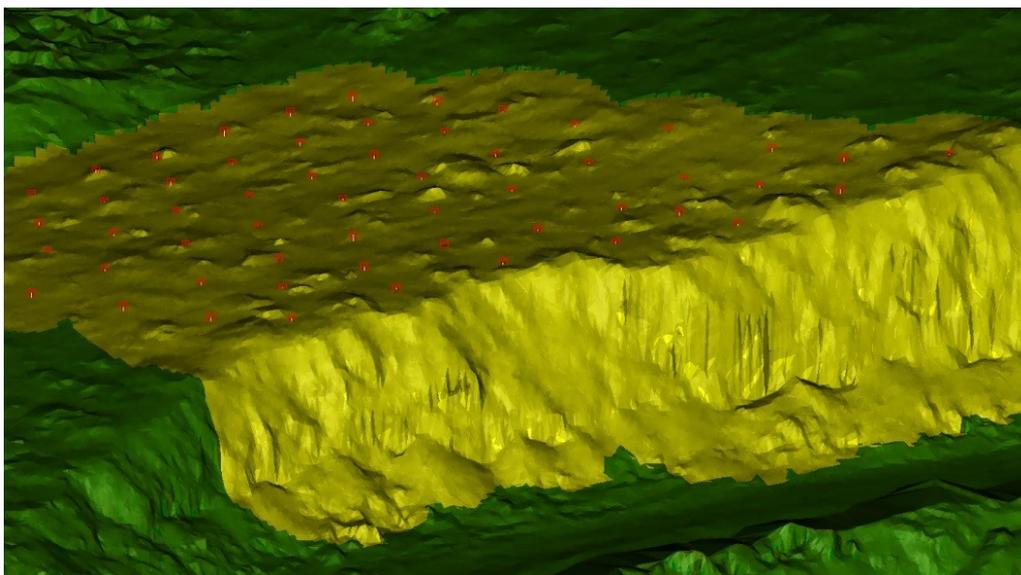


Рис. 3.40. Модель взрывного блока с выделенной цветом зоной разрушения

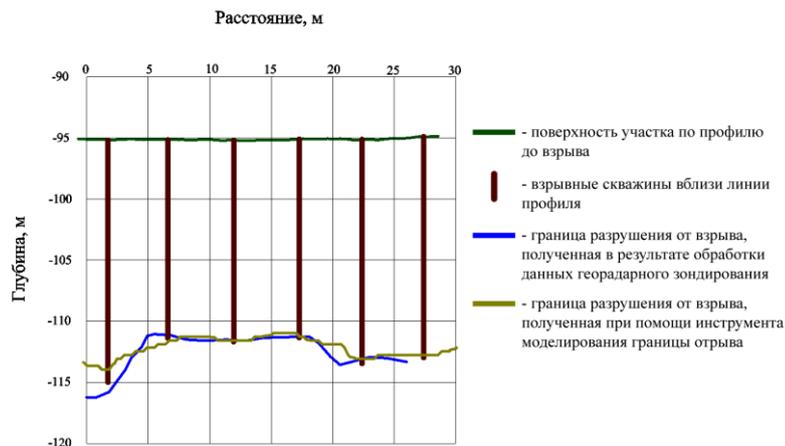


Рис. 3.41. Разрез по одному из профилей георадарного зондирования участка уступа до и после МВ с нанесенными прогнозируемой и фактической границами разрушения

3.9. Алгоритмы и программные средства автоматизированного проектирования конструктивных границ отбойки при подземной отработке запасов на примере систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород

Экономическая эффективность отработки запасов МПИ в значительной степени зависит от уровня потерь и разубоживания, нормирование и планирование которых одна из сложнейших задач рациональной и эффективной эксплуатации недр. Наибольший удельный вес в нормативной величине потерь и разубоживания имеют эти показатели в зоне контакта РТ с вмещающими породами из-за несовпадения контура отработки с поверхностью геологического контакта, что является следствием изменчивости пространственного положения контакта руда — порода [74]. Особенно сильно потери и разубоживание в зоне контакта проявляют себя при отработке месторождения системами с обрушением руды и вмещающих пород.

Большинство существующих в настоящее время методов нормирования потерь и разубоживания не позволяют достоверно оценить уровень показателей извлечения. Это связано с тем, что ещё на стадии проектирования ВЕ уровень конструктивных показателей извлечения определяется путём графических построений с использованием метода параллельных сечений.

Зона изменчивости рудопородного контакта традиционно устанавливается прямым методом по геологическим зарисовкам [75]. Считается, что точность её определения очень высока. Границы зоны изменчивости могут быть установлены линией, проведённой по краям (выступам, впадинам) контура РТ, находящегося во вмещающих породах [76]. Геометрически данная зона может характеризоваться шириной, степенью кривизны и длиной волны (при наличии периодичности в изменчивости). На рис. 3.42 показана схема определения параметров зоны изменчивости контакта.

Точность определения пространственного положения геологического контакта и его геометрических характеристик обеспечивает достоверность расчёта нормативных уровней потерь и разубоживания руды. В случае применения

систем разработки месторождений с обрушением руды и вмещающих пород после определения свойств геологического рудопородного контакта необходимо технологически и экономически обосновать границы отбойки.

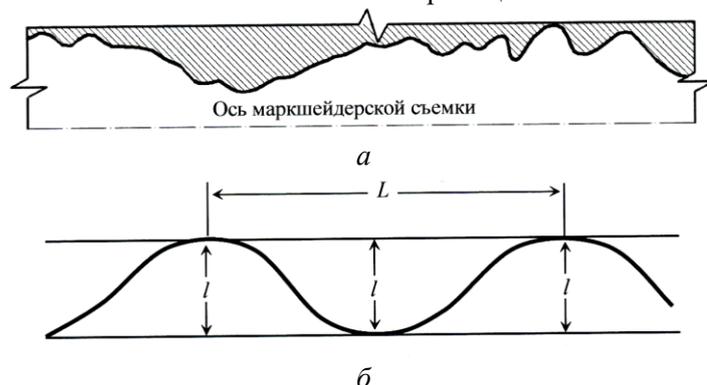


Рис. 3.42. Схема определения параметров изменчивости контакта:
a — фактический контур контакта; *б* — упрощённая схема для расчёта параметров

При анализе зоны изменчивости рудопородного контакта используется чисто геометрический подход [74, 76]. Суть его сводится к определению геометрических параметров контактной зоны на разрезе, заданию стоимостных характеристик предполагаемой теряемой и разубоживаемой руды с перебором возможных положений технологического контура отработки. Из множества вариантов программно или вручную выбирается наиболее оптимальный по показателям конечной прибыли вариант.

Так, например, первоначально выбирается одна из установленных типовых форм контакта: прямая, прямоугольная, синусоидальная или пилообразная. Если визуально установить форму контакта проблематично, то предлагается с использованием простой геометрической зависимости получить индекс формы контакта, на основании которого можно определить, к какой форме относится данный случай. Дальнейший расчёт сводится к определению контура отработки внутри зоны изменчивости контакта, обеспечивающего максимальную экономическую эффективность добычных работ, а показатели потерь и разубоживания принимаются по этому контуру как нормативные, так как при ведении очистных работ на геологических контактах руда — порода проявляется экономическая взаимосвязь между уровнем потерь руды в массиве и величиной подработки вмещающих пород, т. е. снижение потерь влечёт за собой увеличение уровня разубоживания и наоборот.

Используя формулу по определению прибыли с одной тонны погашаемых балансовых запасов ВЕ как критерий оценки экономической эффективности, полноты и качества извлечения, можно применить уравнение для вычисления коэффициента, определяющего отношение величин площадей теряемой руды в массиве и прирезаемых породах на оптимальном контуре [76]. В результате расчётов повариантно в табличном виде представляются все полученные показатели, а оптимальный контур выбирается по наилучшему значению прибыли в руб/т.

Существует подход по определению конструктивных границ отбойки запасов, позволяющий рассчитывать итоговые показатели с учётом содержания каждого ПК в руде и вмещающих породах [74]. Критерием оптимальности выбранного технологического контура отработки также является прибыль от реализации ТП.

В работе [77] представлено нормирование потерь отбитой руды, образующихся при отработке приконтактных зон со стороны висячего, лежащего боков РТ и прослоев пустых пород и обусловленных несовпадением отбойки и поверхности контактов. Делается это расчётным методом на основании технико-экономического обоснования оптимальной высоты теряемой части запасов ВЕ с учётом примешивания разубоживающих пород.

В целом можно сделать вывод, что методики, приведённые выше, приемлемы для расчётов нормативных величин потерь и разубоживания, но имеют недостатки: 1) задача решается в двухмерном пространстве, поэтому для обеспечения точности определения оптимального контура отбойки требуется множество вычислительных операций, относящихся к анализу результата на большом числе разрезов и установлению связей между ними; 2) методики характеризуются весьма неоднозначным определением площадей зоны контакта руда — порода, что может привести к неточным результатам; 3) подобные подходы за пределами РФ практически не применяются ввиду отсутствия возможности получения аналитической оценки потерь и разубоживания и невозможности корректного использования данных показателей по фактическим проектным данным [78].

В качестве примера другого типа подходов рассматривается алгоритм, положенный в основу оптимизатора эксплуатационных запасов MRO (*Minable Reserves Optimizer*) [78]. Оптимизация рудных запасов происходит за счёт трансформации исходной мелкоблочной ГМ.

Алгоритм сводится к следующему: ввод исходных данных с учётом технологических ограничений; регуляризация модели РТ с разбиением его на одинаковые ячейки минимального размера, соизмеримого с технологическими возможностями селективной добычи с учётом приращения к ней (разбиения ячеек на подъячейки); оптимальное оконтуривание эксплуатационных запасов с перебором всех возможных вариантов. Оптимальный вариант выбирается при анализе изменения входных параметров и с дальнейшим выбором наилучшего варианта, обеспечивающего максимум прибыли. Основной целевой параметр оптимизации — минимальное промышленное содержание в разубоженной руде, выдаваемой на фабрику, обеспечивающее безубыточную переработку руды в объёме не менее размеров одной ячейки.

Результат оптимизации существенно зависит от размера минимальной ВЕ (ячейки) и её конфигурации. В общем виде суть метода оптимизации в следующем: шаблон формы ячейки «пробегает» по всему пространству модели, состоящей из подъячеек, перебирая все возможные комбинации построения. Вокруг каждой подъячейки программа последовательно выбирает варианты построения ячейки, соответствующие заданным условиям: средний показатель в ячейке минимального промышленного содержания ПК; соблюдение условий по доле породы в ячейке, указанной пользователем; наличие общей грани у подъячейки с соседней ячейкой, уже включённой в пакет. Проверяется ещё ряд условий, выполнение которых позволяет выбрать оптимальное сочетание смежных или отдельно стоящих ячеек. Смежные рентабельные ячейки объединяются в так называемые добычные пакеты. Подъячейки с малым содержанием, попавшие внутрь пакета, являются разубоживающим материалом. Подъячейки оптимального качества, с участием которых невозможно построить ни одного полного рентабельного пакета, в рудные запасы не конвертируются и относятся к потерям [78].

В качестве выходных данных создаются: трёхмерная модель геометризации добычных контуров (пакетов), выходная модель добычи, статистические данные по добычным пакетам и их каркасные модели.

Алгоритм, как уже отмечалось, используется для оптимизации рудных запасов в целом по месторождению и имеет соответствующий масштаб расчётов и погрешности, которые могут привести к неточностям в результатах расчётов для отдельных ВЕ — блоков, секций отбойки в рамках вычислений по системе с обрушением. Кроме того, результаты оптимизации значительно зависят от квалификации специалиста, работающего с приложением.

К решению поставленного вопроса зарубежные авторы подходят более комплексно: ставится целью учесть не только стандартные параметры, описанные выше, но и такие переменные, как данные о геомеханических ограничениях, возможность доступа к отдельным участкам месторождения, долгосрочное планирование очистных работ, оптимизация схем отработки и пр.

Реализованный в работе [79] алгоритм заключается в построении формы РТ на основе данных опробования, оконтуривания данной модели по показателю бортового содержания ПК и дальнейшей её обработки — оптимизации и разбиения на очистные блоки для получения наилучшего варианта их расположения в пространстве и геометрической формы с учётом прирезки вмещающих пород и потерь ПК в условиях заданной пользователем системы разработки.

Оптимизация может быть в общем виде представлена как автоматизированный перебор всех возможных вариантов расположения зоны отбойки в рамках указанного бортового содержания и выбор лучшего из них по параметрам целевого показателя производительности и ценности. В расчётах используются методы геостатистики, теории К. Лэйна [80] и П. Пониеверски [81].

В общем виде большинство современных подходов к автоматизированному проектированию конструктивных границ отбойки запасов сводится к соблюдению условия рентабельности добычи: все отбиваемые в зоне контакта ВЕ должны иметь среднее содержание ПК не ниже бортового. Программные алгоритмы перебирают все возможные варианты расположения границы отбойки запасов месторождений и выбирают из них наиболее оптимальный.

Повысить уровень достоверности величины показателей извлечения позволяет 3D-моделирование объектов геотехнологии. Примеры решения такого рода задач с использованием инструментов ГИС MINEFRAME приведены в работах [82, 83], отражающих результаты предпроектной проработки вариантов технологии отработки одного из подземных блоков Кукисвумчоррского месторождения Хибинского массива.

При определении объёмов отбиваемых балансовых и забалансовых запасов очистного блока были использованы метод параллельных сечений на основе планов и разрезов и метод компьютерного моделирования в ГИС MINEFRAME на основе 3D-цифровых моделей объектов подземной геотехнологии [84]. Для обеспечения точности подсчёта объёмов извлекаемых запасов цифровые модели рассекались плоскостями по границам вариантов систем разработки в пределах технологических зон и границ очистного блока по простиранию рудной залежи (рис. 3.43). Содержание ПК по вариантам отработки очистного блока были определены на основании БМ, содержащей геологические данные (рис. 3.44).

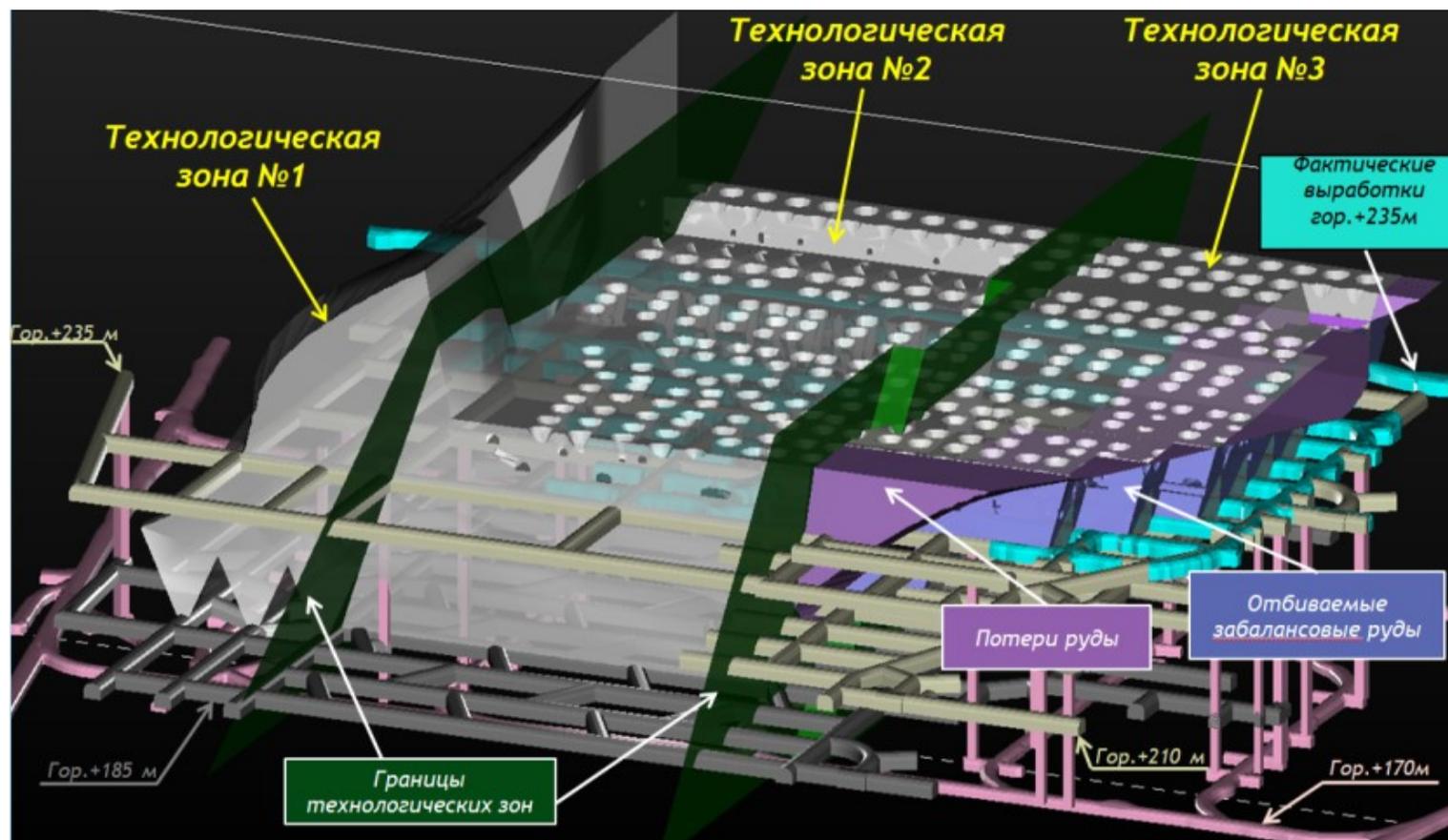


Рис. 3.43. Цифровая модель варианта отработки запасов блока с разделением на технологические зоны

Конструктивные потери руды в массиве и разубоживание за счёт прирезки пустых пород при несовпадении контура отбойки и угла падения РТ определены с учётом проектных границ блока. Разница в подсчётах объёмов вышеизложенными методами очевидна, наименьшие отличия в результатах по используемым методам были получены при определении объёмов в центральной технологической зоне очистного блока, на которую практически не оказывает влияние изменчивость верхнего и нижнего контактов рудной залежи. Наибольшие величины отклонений выявлены в лежачем боку (нижний контакт) рудной залежи, а также в целиках между траншейными и буро-доставочными выработками.

Сравнение вариантов отработки блока по критерию «Приведённая прибыль» осуществлялось с учётом комбинаций систем разработки при извлечении запасов по каждой технологической зоне в отдельности и всего по блоку. Метод компьютерного моделирования вариантов отработки блока в ГИС показал, что он имеет неоспоримое преимущество по качеству определения величины запасов, потерь и разубоживания руды при заранее введённой пользователем предполагаемой проектной границе отбойки.

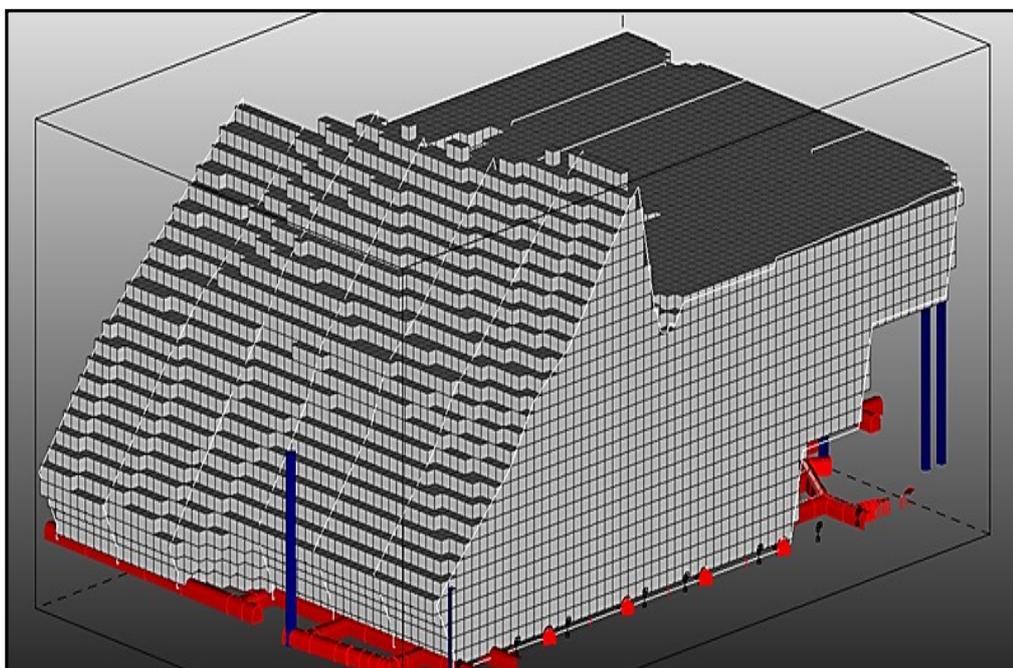


Рис. 3.44. БМ очистного блока в контурах отбойки запасов

3.10. Методические и программные средства укрупненного технико-экономического сравнения вариантов вскрытия и отработки подземных запасов

Алгоритм технико-экономического сравнения вариантов вскрытия подземных запасов включает последовательное выполнение следующих действий: 1) построение моделей схем вскрытия и подготовки и расчет исходных данных для эксплуатационного расчета транспортного оборудования и горно-

механических установок; 2) эксплуатационный расчет средств механизации; 3) автоматизированное построение сечений горных выработок в зависимости от используемого технологического оборудования, создание 3D-моделей схем вскрытия и подготовки в ГИС MINEFRAME, определение объемов горно-капитальных работ; 4) формирование электронных таблиц с геометрическими параметрами вскрываемых выработок и объемами проходки для расчета капитальных затрат, построения календарных графиков и распределения затрат на строительство; 5) расчет капитальных затрат на приобретение и монтаж оборудования, а также эксплуатационных расходов по годам работы транспортной системы; 6) расчет сводных технико-экономических показателей и выбор варианта вскрытия.

При эксплуатационном расчете средств механизации первоначально определяется коэффициент использования календарного фонда времени, впоследствии на него делается поправка необходимой производственной мощности рудника. Для выполнения эксплуатационных расчетов разработаны программные средства, позволяющие определять основные параметры различных видов поточного (горизонтальные и наклонные ленточные, канатно-ленточные конвейеры, крутонаклонные конвейеры с прижимным устройством, транспортеры элеваторного типа) и циклического (железнодорожный, автомобильный, рельсовые транспортеры на дистанционном управлении и др.) транспорта.

После того как произведён эксплуатационный расчёт средств механизации, выполняется автоматизированное построение сечений горных выработок в зависимости от технологического оборудования и создание 3D-моделей схем вскрытия. На основе моделей определяются объёмы и стоимость горно-капитальных работ, по которым строятся календарные планы строительства и финансирования транспортного комплекса (рис. 3.45, 3.46).

Далее рассчитываются капитальные затраты и эксплуатационные расходы на приобретение и работу основного оборудования. Расчет эксплуатационных затрат производится по следующим статьям: вспомогательные материалы, электроэнергия, услуги производственного характера, затраты на оплату труда, отчисления на социальные нужды, амортизация основных фондов.

В качестве исходных данных приняты цены и тарифы на отдельные виды затрат, а также сетка страховых взносов в ПФ РФ, ФСС РФ, ФФОМС и ТФОМС. Расчеты основных амортизационных фондов основываются на шифрах общегосударственного классификатора основных фондов (ОКОФ).

После постатейного расчета эксплуатационных расходов они сводятся в единую таблицу, строятся необходимые для наглядного представления графики и диаграммы (рис. 3.47). Окончательный выбор вариантов производится на основе сравнения основных технико-экономических показателей, которые также формируются автоматически за необходимый промежуток времени и сводятся в таблицу (рис. 3.48).

Представленные методические подходы, основанные на интеграции экономико-математического и пространственного компьютерного моделирования ОГТ дают возможность обосновать параметры и выбор схем вскрытия рудных месторождений, осуществлять подбор комплексов технологического оборудования в зависимости от горно-технических и горно-геологических условий. Полученные зависимости и закономерности позволяют в автоматизированном режиме производить основные расчеты, что в значительной степени универсализирует и ускоряет выполнение работ.

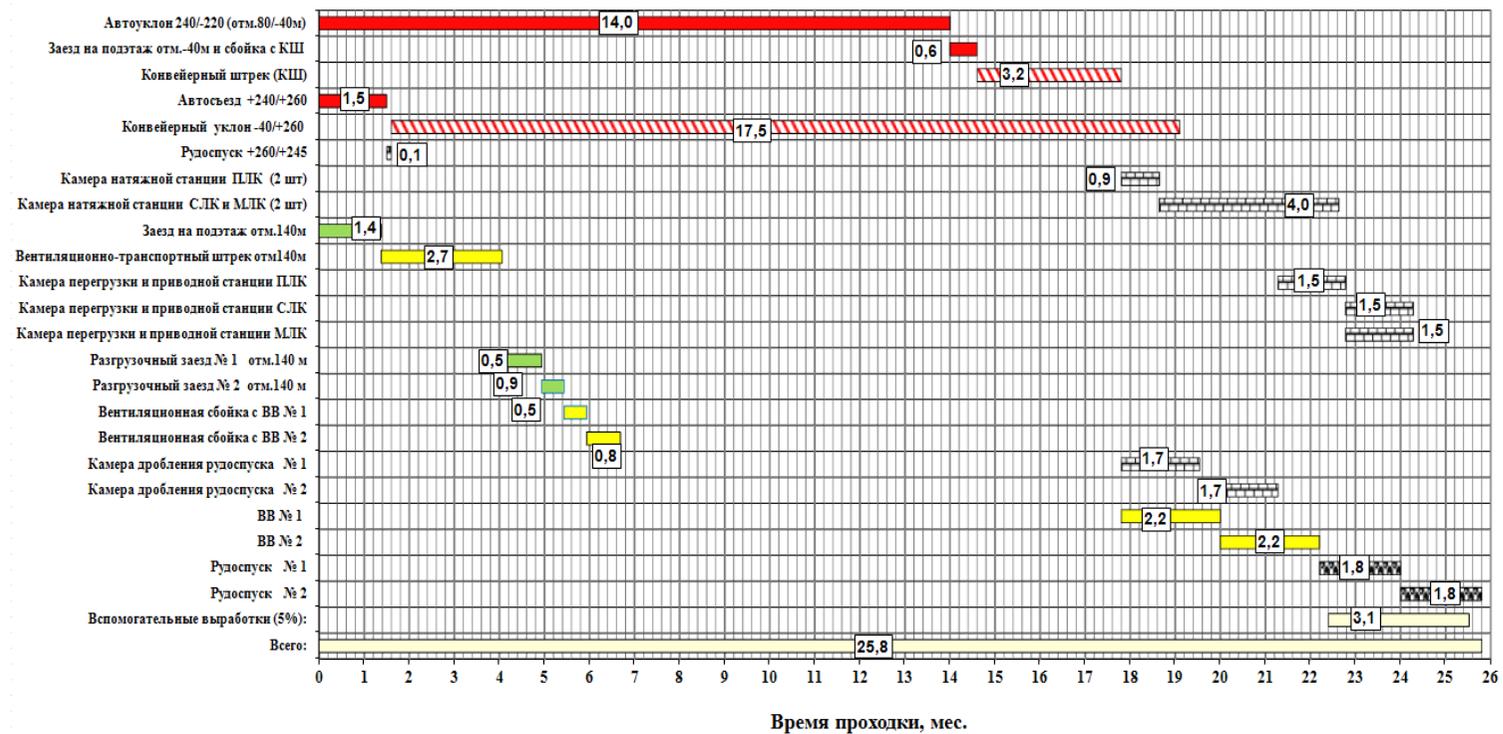


Рис. 3.45. Календарный план строительства транспортного комплекса

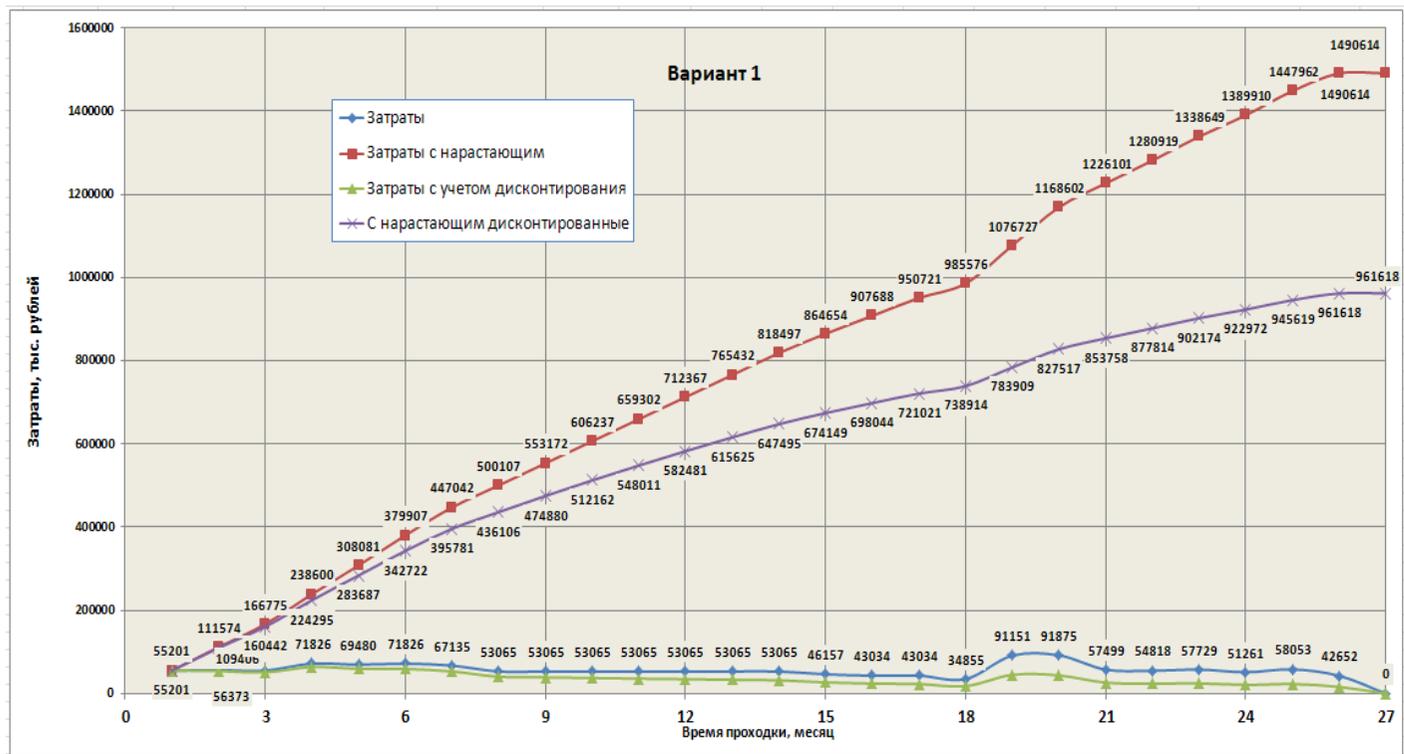


Рис. 3.46. Календарный план финансирования строительства транспортного комплекса

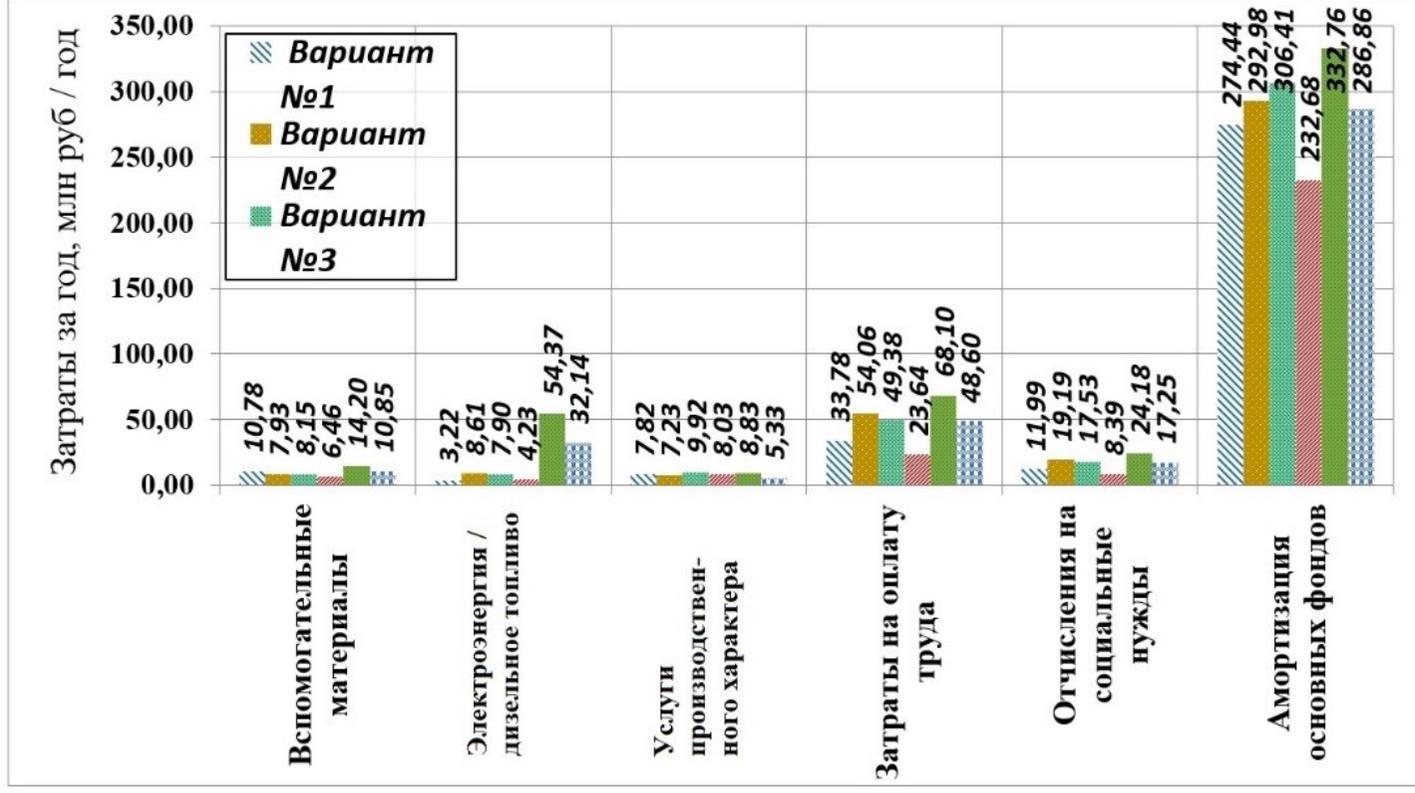


Рис. 3.47. Диаграмма распределения эксплуатационных расходов

	B	C	D	E	F	G	H	I
418	Наименование показателей	Единицы измерения	Варианты					
419			Вариант №1	Вариант №2	Вариант №3	Вариант №4	Вариант №5	Вариант №6
420	Годовая добыча руды	млн.т	4	4	4	4	4	4
421	Всего за расчетный период	"-	304,5	304,5	304,5	304,5	304,5	304,5
422	Период отработки запасов (эксплуатации комплекса)	лет	76,1	76,1	76,1	76,1	76,1	76,1
423	Плечо транспортирования, км	км	1,88	1,96	1,96	1,96	1,96	1,96
424	Срок строительства	"-						
425	Капитальные вложения:	млн.руб.	18303,50	19283,40	19742,11	15762,16	18806,43	18093,58
426	- горно-капитальные работы	"-	17841,7	18894,5	19211,3	15332,2	18347,5	17813,0
427	- оборудование	"-	461,84	388,91	530,85	429,93	458,98	280,57
428	Годовые эксплуатационные затраты, всего	"-	342,04	389,99	399,30	283,43	502,44	401,03
429	в том числе амортизация	"-	274,44	292,98	306,41	232,68	332,76	286,86
430	Экологические платежи	"-	0,00	0,00	0,00	0,00	0,38	0,23
431	Себестоимость транспортирования 1 т руды , всего	руб.	85,51	97,50	99,82	70,86	125,70	100,31
432	тоже на 1 км плеча транспортирования		45,61	49,64	50,83	36,08	64,00	51,08
433	тоже без учета затрат на погашение ГПР		14,36	18,05	18,70	10,44	33,32	21,29
434	Себестоимость дробления и транспортирования 1 т руды	"-	112,09	124,08	126,41	97,44	152,29	126,90
435	тоже на 1 км длины транспортирования	"-	59,78	63,18	64,36	49,61	77,54	64,61
436	Эксплуатационные расходы за расчетный период, всего	млн.руб.	26038,06	29687,95	30396,52	21575,87	38248,08	30528,47
437	в т.ч. амортизация	"-	20891,98	22302,82	23325,74	17712,74	25331,64	21837,28

Рис. 3.48. Пример расчета основных технико-экономических показателей

3.11. Алгоритмы и программные средства формирования технологических комплексов на основе базы данных технологического оборудования

Комплексы технологического горного оборудования — это совокупность технических средств или средств механизации, связанных различными видами функциональных связей и представляющих собой сложную иерархическую систему, участвующую в производственном процессе на горнодобывающем предприятии.

В настоящее время все более актуальной становится проблема формирования эффективных технологических комплексов горного оборудования, что объясняется такими причинами, как: постоянное усложнение ГГУ условий эксплуатации горного оборудования; увеличение единичной мощности и производительности горных машин; постоянный рост уровня механизации и автоматизации производства, усложнение технологических процессов горных работ и т. д. Оптимизация решений по выбору и сочетанию различных видов технологического оборудования достигается применением современных геоинформационных систем.

Методический подход для формирования комплексов технологического горного оборудования реализуется в виде программных средств на основе БД горного оборудования в программе MINEGEAR ГГИС MINEFRAME, которая содержит функционал для создания технологических комплексов, мониторинга и управления горнотранспортным оборудованием. MINEGEAR также содержит БД с характеристиками основного и вспомогательного горного оборудования, что облегчает процесс формирования технологических комплексов. Интерфейс программы представлен на рис. 3.49 и 3.50.

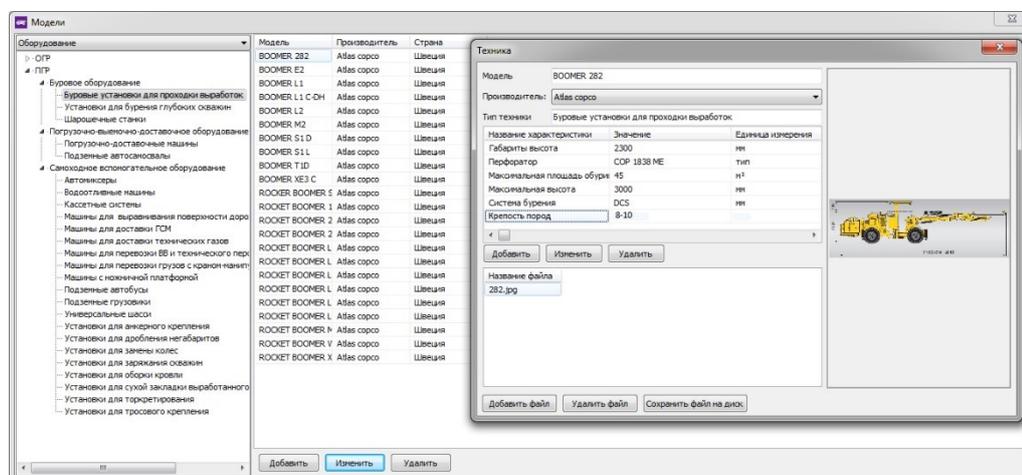


Рис. 3.49. Выбор горного оборудования из БД

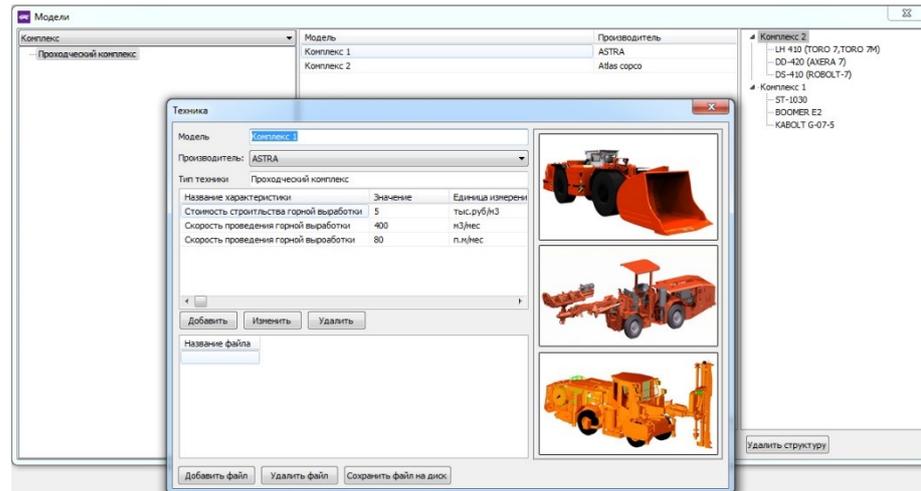


Рис. 3.50. Сформированный комплекс горного оборудования в модуле MINEGEAR

Формирование комплексов технологического оборудования основано на следующих принципах.

1. Комплекс выбирается с учётом основных горно-технических условий разработки скального массива: крепости и устойчивости пород; основных габаритных размеров сооружения, которые предопределяют размеры отдельных забоев, уступов, зон, сечений выработок.

2. Машины, входящие в состав комплекса, применяются в соответствии с их производительностью, габаритами, конструктивными особенностями и другими параметрами. Предпочтение отдаётся машинам с одинаковой ходовой частью, так как сочетание машин на пневмоколесном и гусеничном ходу может снизить общую эффективность работы комплекса.

3. Учитывается возможная внутритиповая и межтипловая унификация машин, что позволяет облегчить эксплуатацию оборудования и сократить затраты на ремонт. В номенклатуре, кроме основного горного оборудования, представлены машины для механизации трудоемких вспомогательных работ.

Первоначально, исходя из ГГУ, выбираются комплексы основного технологического оборудования (бурового и погрузочно-доставочного). Затем выполняется сравнительная ТЭО отобранных комплексов с учётом объёмов работ, определяемых принятой технологической схемой. Критерием выбора комплекса является обеспечение максимальной производительности процесса выемки породы при минимальных затратах.

В качестве примера приведем алгоритм процедуры автоматизированного формирования комплексов самоходного оборудования для разработки скального массива: 1) на основе каркасной и блочной моделей в модуле автоматизированного анализа ГГУ залегания рудной залежи MINEFRAME [84] определяются условия разработки скального массива и его физико-механические свойства (рис. 3.51); 2) определяются возможные сечения подходов и вспомогательных горных выработок, размеры уступов и зон выемки; по габаритам самоходных машин и сечениям выработок в MINEGEAR автоматически отбираются комплексы оборудования, обеспечивающие

максимальную производительность в условиях применения выбранной технологической схемы; 3) для соответствия выбранным средствам механизации уточняются основные параметры технологии при строительстве горных выработок и очистной выемки; 4) устанавливается целесообразная схема развития горных работ, определяются количество и расположение комплексов оборудования, работающих одновременно; 5) рассчитываются объем работ в проходческих и очистных забоях с учётом оптимальной нагрузки на ВЕ и продолжительности технологических процессов при максимальном совмещении отдельных процессов и операций во времени. На рис. 3.50 представлен пример сформированного комплекса с использованием БД MINEGEAR.

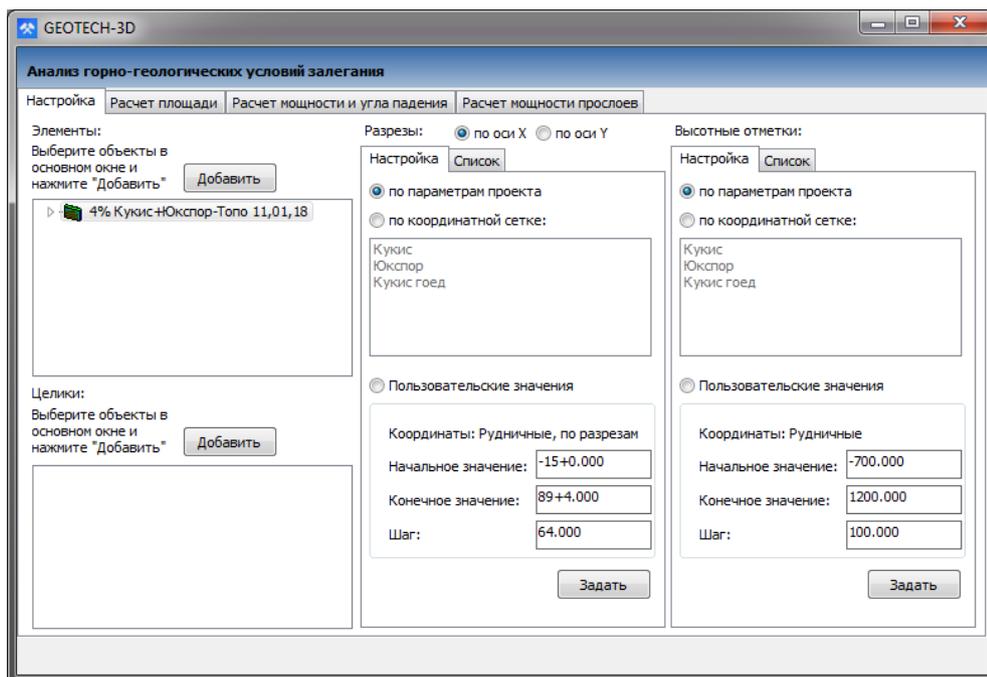


Рис. 3.51. Диалоговое окно модуля «Анализ ГГУ залегания»

3.12. Методические и программные средства построения моделей подземных горных выработок в зависимости от горно-технических условий и технологических комплексов

В ГГИС MINEFRAME создан инструмент построения сечений подземных горных выработок в зависимости от горно-геологических и горно-технических условий их проведения и эксплуатации. Размеры выработки могут задаваться вручную либо автоматически, исходя из габаритов технологического оборудования и необходимых по ПБ зазоров. Для выбора типа и характеристик технологического оборудования используется связь с программой MINEGEAR (рис. 3.52).

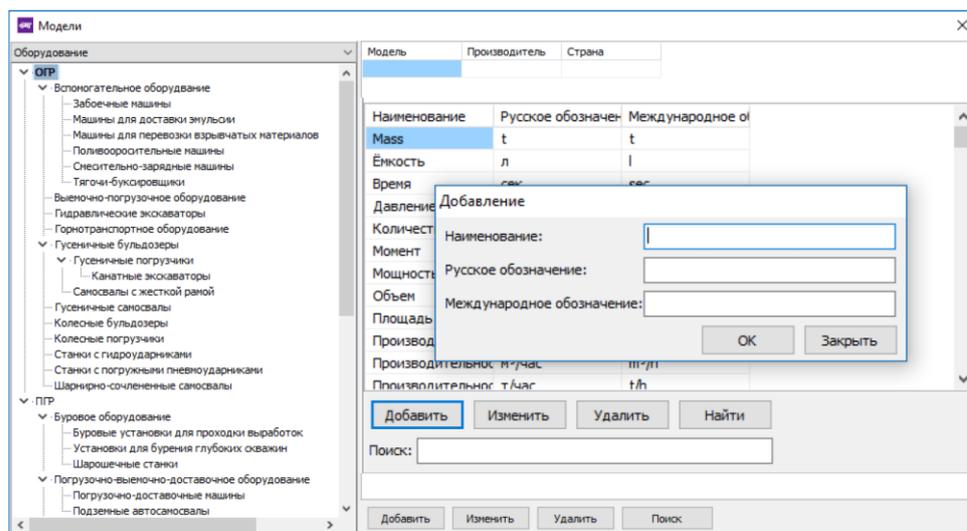


Рис. 3.52. Интерфейс программы MINEGEAR с перечнем и характеристиками горного оборудования

На основании технической характеристики горного оборудования пользователь производит выбор формы поперечного сечения выработки. Для выработок прямоугольно-сводчатой формы поперечного сечения реализован алгоритм автоматизированного построения свода в зависимости от выбранного типа и параметров крепи и коэффициента крепости массива, которые задаются пользователем.

При выборе технологического оборудования, типа и параметров крепи программа автоматически формирует размеры, в результате строится поперечное сечение горной выработки прямоугольно-сводчатой формы с учетом допустимых ПБ зазоров. При этом те зазоры, для которых ПБ предусмотрены некие диапазоны допустимых значений, могут быть откорректированы пользователем. Если введенные значения будут меньше предельно допустимых, появится предупреждение о нарушении ПБ, которое, однако, не мешает пользователю устанавливать значение по своему усмотрению.

3.13. Методические подходы, алгоритмы и программные средства планирования очистных работ

Полнота извлечения запасов ПИ из массива ГП существенно зависит от выбранной схемы отработки очистного блока. В случае применения системы разработки с поэтажным обрушением и торцевым выпуском руды параметры конструктивных элементов системы разработки существенно влияют не только на полноту извлечения руды, но и на её качественные показатели при извлечении. Так как процесс формирования моделей ВЕ носит массовый характер, а сами модели секций используются не только для оценки содержания ПК в их границах, но и для проектирования взрывной отбойки с последующей возможностью моделирования выпуска, были созданы инструменты автоматизации решения подобного рода задач. Для этого на базе существующих средств

автоматизированного проектирования подземных массовых взрывов [85] реализован алгоритм автоматизированного построения каркасных моделей ромбовидных секций отбойки с подсчётом объёмов и качественных показателей планируемых к выемке запасов. При разработке алгоритма использовались методические разработки, представленные в работах [86, 87].

В качестве исходных данных для моделирования секций при планировании очистных работ используются (рис. 3.53): каркасная модель РТ; модель выработанного пространства с границы отбиваемых запасов; схема расположения выпускных выработок; расстояние между осями выпускных выработок (если не задана существующая схема); ширина и высота выпускной выработки (если не задана существующая схема); координаты привязки первого отбиваемого слоя в пределах горизонта; направление отбойки веером скважин; α — угол наклона граней ромбовидной панели; максимально допустимая длина взрывной скважины; толщина отбиваемого слоя и секции; расстояние между подэтажами и высота ромбовидной панели в зависимости от расстояния между буро-доставочными выработками и угла наклона граней в панели; плотность руды и вмещающих пород; угол наклона отбиваемого слоя («ромба») относительно направления отбойки; смещение слоёв отрабатываемого подэтажа по направлению отбойки относительно слоёв вышележащего.

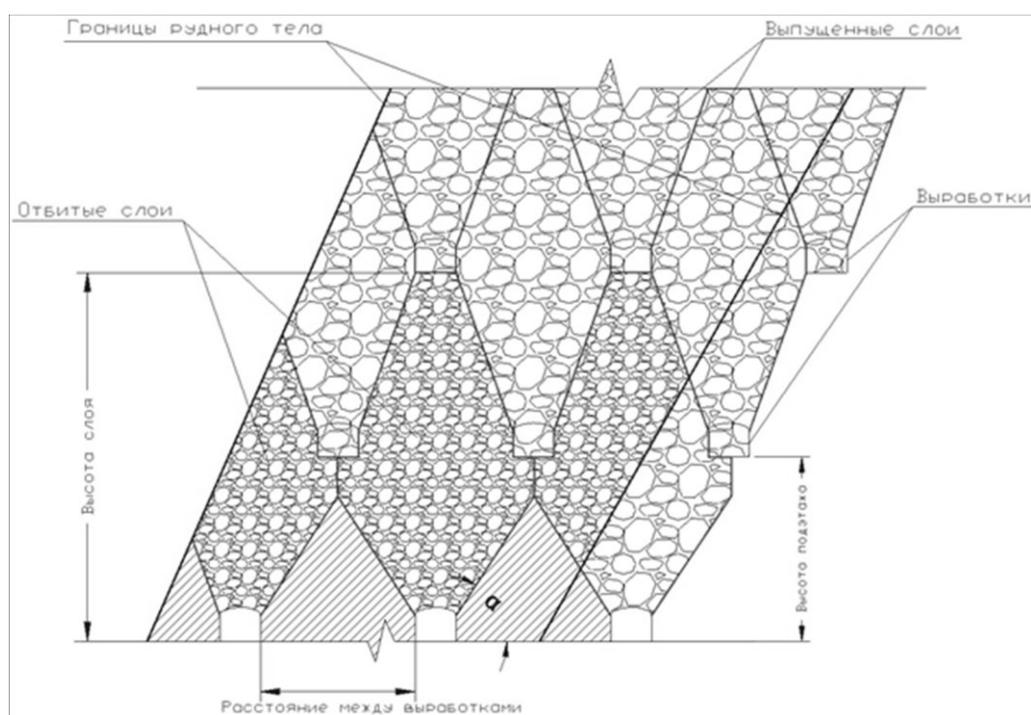


Рис. 3.53. Моделирование при планировании очистных работ с учётом ввода переменных

Процесс ввода исходных данных интерактивен, т. е. при корректировке отдельных характеристик в моделируемой области отстраиваются грани предполагаемых ромбовидных секций. Таким образом, появляется возможность визуального подбора наиболее приемлемого конструктивного варианта.

Алгоритм включает в себя следующую последовательность действий: 1) построение модели единичной секции, оформление результата построения в табличном виде; 2) построение моделей нескольких панелей по одному подэтажу путём автоматического повторения геометрии секций с заданными параметрами; 3) построение сопровождается исключением объёмов попавших в секцию каркасных моделей горных выработок; 4) построение моделей панелей на нескольких подэтажах с учётом конфигурации вышележащих секций; 5) редактирование (изменение геометрии) отдельных панелей, секции, горных выработок (если такая необходимость существует); 6) формирование календарного планирования очистных работ; 7) оформление результатов в табличном виде с учётом качественных характеристик ВЕ. Программные средства, реализующие данный алгоритм, позволяют автоматизировать создание моделей выпускных выработок и секций с подсчётом объёмов отбиваемой горной массы по каждой панели, а также автоматизировать процесс планирования очистной выемки.

3.14. Программные средства автоматизированного проектирования подземной скважинной отбойки

Проектирование взрывной отбойки горной массы перед её выемкой является одной из самых сложных технологических задач, так как следует учитывать целый ряд факторов, влияющих на эффективность отрыва ГП от массива и её дробления. Применительно к подземным условиям по сравнению с открытыми горными работами число факторов, влияющих на результативность взрывной отбойки, возрастает в силу ограниченности мест размещения бурового оборудования, взрывания в стеснённых условиях, необходимости снижения массы ВВ на ступень замедления для снижения негативного воздействия сейсмозврывной нагрузки на подземные горные выработки и наземные сооружения. Поэтому применяют веерную схему размещения скважин, что увеличивает неравномерность дробления массива ГП, а в случае работы на маломощных месторождениях обеспечивает отрыв горной массы от массива максимально близко к контакту РТ для снижения потерь и разубоживания ПИ. Для автоматизации решения этой задачи в MINEFRAME разработаны инструменты, обеспечивающие проектирование взрывной отбойки и проверку проектных решений на основе имитационного моделирования действия взрыва.

Данный раздел в большей степени посвящён программным средствам проверки результатов проектирования на основе имитационного моделирования короткозамедленного взрыва скважинных зарядов как наименее реализованного в имеющихся на рынке программных продуктах. Для полноты освещения возможностей автоматизированного проектирования БВР в MINEFRAME очень коротко о реализованном на сегодня функционале: 1) алгоритмы и программные средства формирования моделей взрывных скважин и зарядов одни и те же для открытых и подземных горных работ, т. е. унифицированы; 2) представление взрывной секции / блока в виде каркасной модели с последующим её переводом в мелкоблочный вид также унифицировано с открытыми горными работами (см. раздел 3.8); 3) механизм расчёта действия скважинного заряда путём использования метода эквивалентных сферических зарядов и моделирование процесса отрыва ГМ от массива как процесса последовательного формирования

воронок выбросов от отдельных скважин также унифицирован с открытыми горными работами (см. раздел 3.8); 4) специально для проектирования подземных МВ созданы инструменты формирования моделей вееров взрывных скважин в привязке к габаритам и кинематике отдельных видов буровых станков, что позволяет передавать паспорт бурения непосредственно на исполнительный механизм станка. Для автоматизации процесса проектирования разработаны инструменты автоматического и интерактивного размещения моделей взрывных скважин в пространстве взрывных секций с заданными ограничениями на максимальную длину скважин, пересечения выработанного пространства, траекторий других скважин и защитных зон.

Наиболее сложной частью процесса автоматизированного проектирования подземных МВ является оценка эффективности проектного решения с точки зрения геометрии отрыва ГП от массива и качества её дробления. В отличие от МВ на карьерах, взрыв в подземных условиях осуществляется, как правило, в зажиме, что не приводит к значительному пространственному перемещению разрушенных фрагментов ГП друг относительно друга и своего первоначального положения в массиве. Применительно к разработке маломощных месторождений (как правило, с высокой стоимостью извлекаемого ПИ) особенно важно производить отрыв ГП от массива по границе контакта с РТ, что закладывается на уровне проектирования. Следует отметить, что современная тенденция проектирования (особенно это заметно в области машиностроения) заключается в проверке надёжности конструкций путём моделирования условий её функционирования. С учетом этой тенденции инструменты проектирования подземной скважинной отбойки были дополнены инструментом имитационного моделирования действия короткозамедленного взрыва группы скважинных зарядов в массиве ГП.

Сложность решения задачи прогнозной оценки границ поверхности отрыва проектируемого МВ (рис. 3.54) заключается в необходимости учёта не только механизма разрушения массива от взрыва отдельного скважинного заряда вблизи свободной поверхности, но и их взаимодействия в трёхмерном пространстве и времени. Решение задачи нахождения поверхности отрыва разбивается на три этапа.

1. Формирование исходного модельного представления области МВ. Границы области моделирования находятся автоматически исходя из оценки максимально возможного расстояния разрушения массива ГП энергией взрыва. При оценке размеров области разрушения учитываются геометрические размеры зарядов, энергетические характеристики ВВ и упруго-прочностные характеристики ГП проектируемой для взрыва секции. Исходное состояние области моделирования представлено каркасными моделями взрывной секции, выработок и ранее отбитого выработанного пространства. Для моделирования каркасные модели массива, выработок и выработанного пространства заменяются на их мелкоблочную модель, сохраняющую геометрию моделируемой области (рис. 3.55). В зависимости от того, в каком объекте находится блок, ему присваивается определённый индекс принадлежности, позволяющий различать массив и выработанное пространство. Кроме того, в блоки может задаваться информация о принадлежности к типам ГП и содержании ПК (автоматически переносится из геологической модели при её наличии).

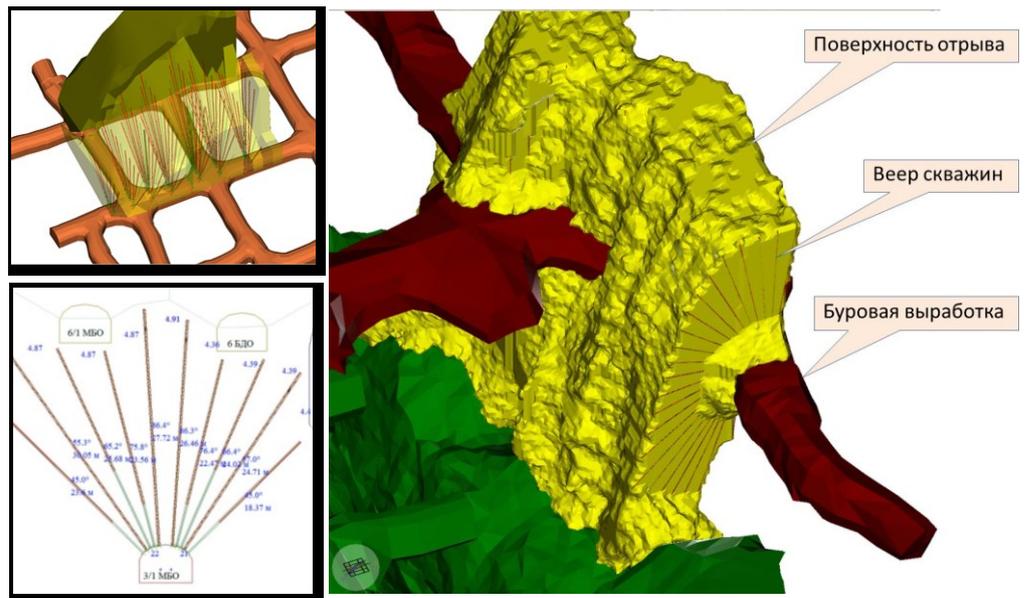


Рис. 3.54. Моделирование поверхности отрыва при проектировании скважинной отбойки

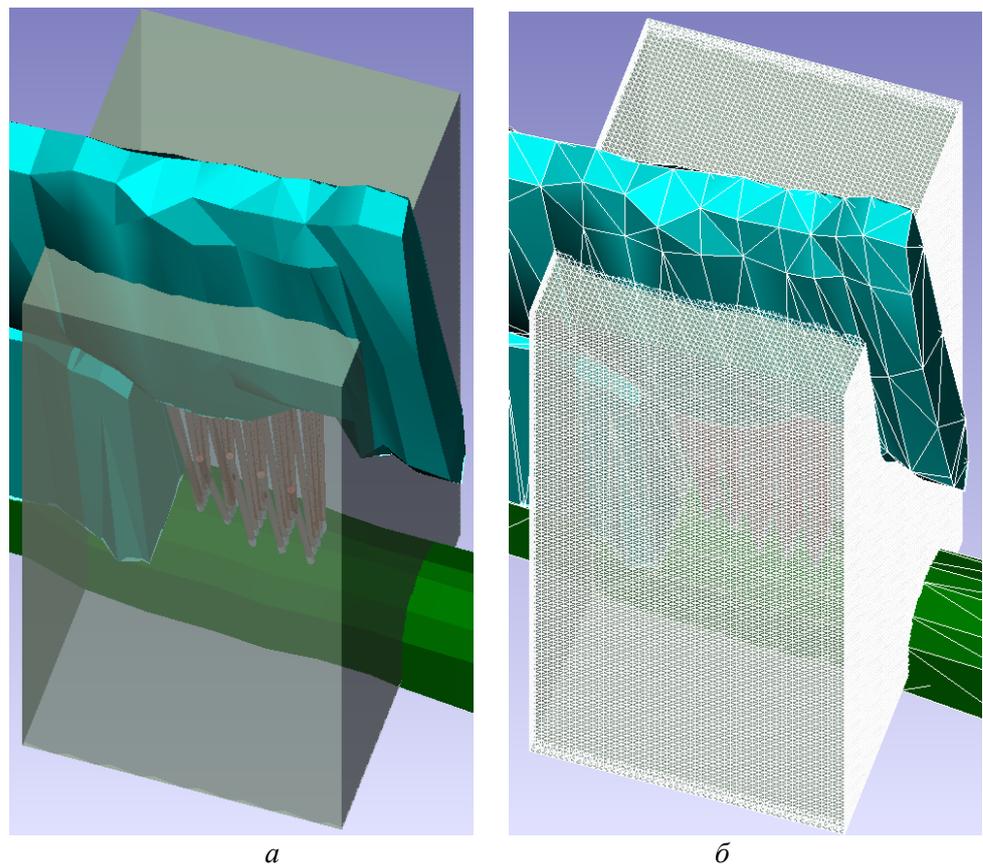


Рис. 3.55. Область моделирования, каркасная (а) и блочная (б) модели

2. Имитационное моделирование процесса отрыва ГП от массива. На момент начала моделирования вся область представлена БМ. Для определения границ воронки выброса от взрыва каждого скважинного заряда определяется величина максимальных напряжений для граничных с выработанным пространством блоков. В случае выполнения критерия отрыва все блоки по линии вектора радиального напряжения до оси скважинного заряда считаются оторванными от массива. Совокупность оторванных блоков формирует воронку выброса. Последовательность формирования воронок выбросов от каждого скважинного заряда формирует процесс моделирования короткозамедленного взрыва группы зарядов. При взрыве нескольких зарядов на одну ступень замедления учитывается их суммарное воздействие на граничные с выработанным пространством блоки. На момент завершения моделирования взрыва всех скважинных зарядов формируется новая граница отрыва (выработанного пространства). Процесс моделирования в виде постепенного изменения границ отрыва во времени записывается и может использоваться для анализа.

3. Использование данных моделирования взрыва. Результаты моделирования взрывного разрушения ГП могут использоваться для моделирования процесса выпуска руды, что позволяет на момент проектирования оценить технологически обоснованные показатели потерь и разубоживания. Для преобразования ступенчатой границы, формируемой блочной моделью, существует процедура формирования сглаженной каркасной модели границы, что позволяет придать результатам моделирования реалистичный вид (рис. 3.56) и использовать для анализа результатов взрыва набор инструментов работы с каркасными моделями.

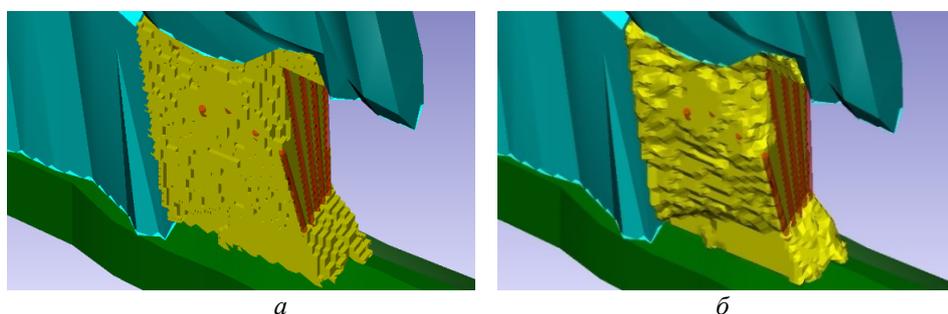


Рис. 3.56. Блочная (а) и каркасная (б) модели зоны отрыва ГП от массива

Для оценки результатов проектирования подземных МВ разработан инструмент формирования отчета по основным показателям. По данным о содержании ПИ в РТ и о границах отрыва формируется сводный отчет о результатах взрыва каждого веера скважин. Итоговый отчет о полученных объемах ПИ в рамках МВ оформляется в виде таблицы товарной руды (рис. 3.57).

Инструменты имитационного моделирования подземной скважинной отбойки с расчётом границы отрыва ГП от массива ГП были реализованы в виде комплекса программных средств приложения GEOTECH-3D ГГИС MINEFRAME и протестированы на ряде проектов МВ. В ходе проверки было установлено, что получаемая модель адекватно описывает положение границы отрыва при

короткозамедленном взрыве вееров скважин вблизи свободной поверхности. Наличие данного инструмента в составе программных средств автоматизированного проектирования подземных массовых взрывов позволяет уже на стадии проектирования прогнозировать результаты их практической реализации.

Граничные значения	
Компоненты	FE2O3
Бортовое содержание	40
Проектные потери %	5
Вторичное засорение %	3
Расчет	
Компоненты	FE2O3
Полный объем	1657
Полная масса	4473.9
Среднее содержание	38.36
Металл	171619.85
Объем до БС	1330
Масса до БС	3591
Среднее содержание до БС	37.875
Металл до БС	136010.76
Потери %	5
Объем потерь	82.85
Масса потерь	223.695
Потери металла	8580.993
Вторичное засорение	0.03
Объем вторичного засорения	47.225
Масса вторичного засорения	127.506
Вторичное засорение металла	4891.166
Объем товарной руды	1621.375
Масса товарной руды	4377.711
Среднее содержание товарной руды	38.36
Металл в товарной руде	167930.02

Рис. 3.57. Пример таблицы товарной руды

4. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНЫХ СРЕДСТВ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ MINEFRAME

Освоение и эксплуатация МПИ связаны с решением комплекса технологических и экономических задач, в основе которых лежит информация о геологическом строении месторождения, рельефе местности, геомеханическом состоянии массива, пространственном положении горных выработок, природных и инфраструктурных объектах, используемых и подверженных изменению в процессе ведения масштабных строительных и горных работ. В качестве источников такой информации может выступать геодезическая (маркшейдерская), геологическая и технологическая документация, отражающая все этапы жизненного цикла месторождения: поиск, разведка и оценка; разработка проекта отработки; эксплуатация; консервация; проведение мероприятий по восстановлению нарушенных земель. Так как к получению информации на разных этапах освоения и эксплуатации месторождения причастны различные организации (геологоразведочные, научные, проектные, производственные), данные, как правило, хранятся в разрозненном, несистематизированном виде с отличающимися способами хранения (на бумажных или электронных носителях) и в различных форматах, исходя из предпочтений специалистов и информационной политики организаций. Все это приводит к неэффективному использованию информации и в конечном итоге к снижению уровня информационного обеспечения организационных и технологических решений.

Решением указанной проблемы является создание цифровых моделей ОГТ и связанных с ними БД уже на этапе освоения месторождения, поддержание их в актуальном состоянии на протяжении всего периода эксплуатации. В полной мере реализовать такой режим формирования БД можно при условии использования единого формата данных и централизованного способа их хранения. При этом наилучшим способом поддержания единого формата данных является работа всех пользователей с ПП, обеспечивающими решение всего комплекса горно-геологических и горно-технологических задач на основе единой структуры цифровых моделей, что наиболее полно реализуется при использовании единой программной платформы. В этом случае многократно снижается вероятность ошибок, возникающих при конвертации данных, уменьшаются размеры БД и трафик, упрощается сам процесс управления данными. Современная тенденция развития ПО в области геотехнологии для комплексного решения инженерных задач при оценке возможностей освоения месторождений твердых ПИ [13] показывает именно это направление.

4.1. Месторождения Хибинского массива

Хибинский массив находится в зоне контакта гранито-гнейсов и гранитоидов позднего архея с нижнепротерозойскими метаморфизованными вулканогенно-осадочными образованиями Имандра-Варзугской структуры. Массив представляет собой субшироко ориентированный в плане по азимуту

82° с осями протяженностью 45 и 35 км лополитообразный интрузив со смещенной к востоку корневой частью. Западный контакт до глубины 5 ÷ 6 км падает на восток под углом 70 °, южный — к центру массива под углом 80 °, выполаживаясь на глубине до 40 ÷ 50 °, северный и восточный контакты крутые, до вертикальных. Довольно четко проявлено зонально-концентрическое расположение породных комплексов, слагающих массив.

По разведанным запасам руд месторождения уникальны и являются надежной сырьевой базой горно-химической отрасли промышленности, а качество АК позволяет России занимать прочную позицию среди продуцентов фосфатного сырья, уступая только Китаю, Марокко и США [88].

В настоящее время поддержание производственной мощности горных предприятий на высоком уровне осуществляется за счёт вовлечения в отработку запасов руды глубоких горизонтов подземных рудников, также рассматриваются возможности отработки запасов неосвоенных месторождений Хибинского массива.

4.1.1. Кукисвумчоррское и Юкспорское месторождения

Технология отработки подземных запасов Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений Хибинского массива формируется на основании комплекса исследований для различных сценариев развития горных работ с учётом влияния геологических, горно-технических и геомеханических факторов на их безопасность и возможности достижения запланированных объёмов добычи руды согласно перспективному плану развития рудной базы АО «Апатит».

Горный институт КНЦ РАН на протяжении многих лет участвовал в разработке и обосновании технологических решений, позволяющих вести отработку запасов на глубоких горизонтах удароопасных апатит-нефелиновых месторождений. При выполнении этих работ в качестве основного ПП для решения технологических задач использовалась ГИС MINEFRAME, с помощью инструментов которой строились геологические и технологические 3D-модели, включающие в себя: конструктивные элементы открытой и подземной геотехнологий; границы фронта очистной выемки с учётом геомеханической ситуации для различных вариантов отработки запасов вырезных блоков, БЦ в районе Саамского карьера, запасов горизонтов +170 м и +90 м, объединённого горизонта +10 м Кировского рудника, а также стыковочных секций при отработке прибортовых запасов в районе карьеров «Саамский» и «Центральный»; схемы вскрытия и объекты систем разработки запасов месторождений и т. д.

Было проведено моделирование комплекса подземных горных выработок с обоснованием технологии отработки запасов вариантами системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород горизонта +90 м (рис. 3.43, 4.1) и вырезного блока 7/10 горизонта +170 м Кукисвумчоррского месторождения. Подсчёт объёмов горно-подготовительных работ, учет расположения горных выработок, расположенных в днище блоков, имеющих сложную конфигурацию, а также объёмов извлекаемых запасов руды обеспечило 3D-моделирование.

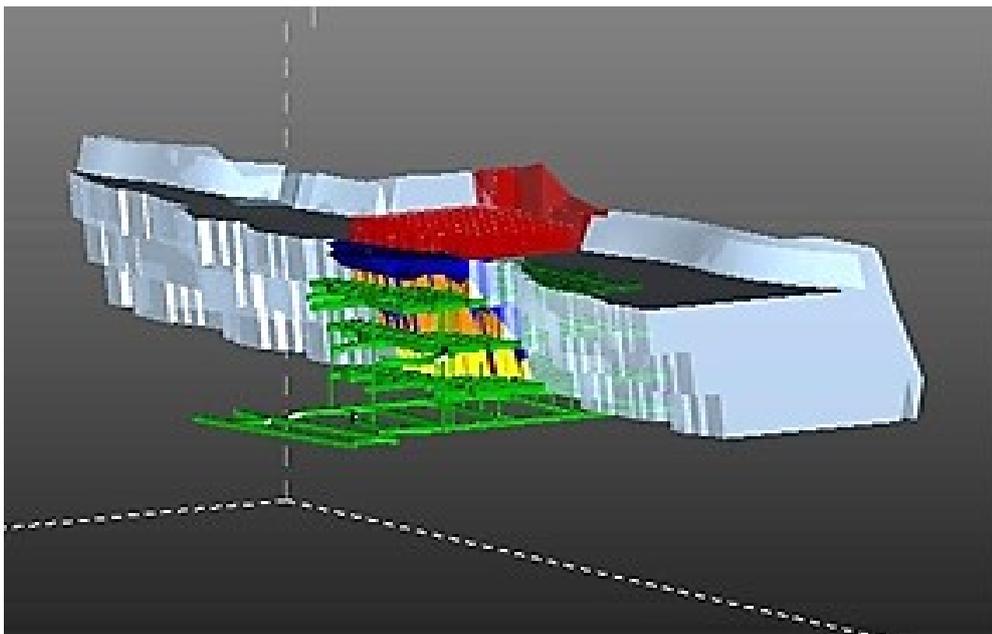


Рис. 4.1. Модель отбиваемых запасов горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения и вариант отработки очистного блока комбинацией систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород

В результате выполненного комплекса исследований по отработке запасов горизонтов +170 м и +90 м Кукисвумчоррского месторождения Кировского рудника разработаны технологические решения, позволяющие повысить технический уровень и промышленную безопасность горных работ: 1) определён рациональный порядок отработки запасов, конфигурация вырезных секций на горизонтах; 2) выявлены участки локализации вариантов систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, их удельный вес в общей добыче руды; 3) определены объёмы геологических, балансовых и отбиваемых запасов в целом по горизонту +90 м и в пределах технологических зон вырезных блоков 7/10 горизонта +170 м и 12/15 горизонта +90 м; 4) обоснованы оптимальные параметры вариантов систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, позволяющие снизить величину эксплуатационных потерь и разубоживания и увеличить прибыль; 5) определены объёмы горно-подготовительных и нарезных выработок запасов в целом по горизонту +90 м и в пределах технологических зон вырезных блоков 7/10 горизонта +170 м и 12/15 горизонта +90 м; 6) определены объём и конфигурация горных выработок при формировании разгрузочной зоны в висячем боку рудной залежи горизонта +90 м Кукисвумчоррского месторождения; 7) обосновано технологическое оборудование и его количество, порядок развития горных работ для достижения годовой производительности очистного блока 2,0 млн т руды в год; 8) для достижения нормативных показателей извлечения разработана оптимальная планограмма выпуска руды для системы разработки с этажным обрушением и траншейным днищем; 9) произведена ТЭО возможных вариантов систем

разработки и схем транспортирования руды при отработке рассматриваемых участков Кукисвумчоррского месторождения

При отработке запасов Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений формируются два встречных фронта горных работ, которые при своём сближении создают БЦ горизонта +170 м. Осложняющим обстоятельством является наличие в границах БЦ выработанного пространства Саамского карьера.

Для выбора оптимального варианта отработки запасов БЦ были проанализированы основные факторы, влияющие на технологию ведения горных работ в условиях действия высоких тектонических напряжений и построены цифровые модели объектов открыто-подземной геотехнологии, включающие конструктивные элементы карьера, охранных целиков и Саамского тектонического разлома. На основании анализа горно-геологических и горно-технических условий в районе БЦ сконструированы цифровые модели горных выработок возможных вариантов систем разработки для отработки его запасов.

Применение метода моделирования значительно ускорило решение технологических задач и позволило комплексно учесть основные факторы и горно-технические ограничения, влияющие на выбор рациональной технологии отработки прикарьерных запасов Саамского карьера. С помощью инструментов MINEFRAME в автоматизированном режиме были произведены: анализ ГГУ, включающий в себя определение изменчивости угла падения и мощности рудных залежей с понижением горных работ; подсчёт геологических запасов с определением содержания ПК в балансовой и забалансовой руде, в том числе в пределах охранных целиков и в зоне тектонического Саамского разлома; подсчёт отбиваемых запасов с определением содержания ПК балансовой и забалансовой руды при разных вариантах отработки прикарьерных запасов; анализ и подсчёт площади потенциально опасных участков при отработке подкарьерных запасов, которые могут быть подвергнуты воздействию падающих кусков породы при обрушении бортов Саамского карьера; подсчёт объёмов горно-подготовительных, нарезных и очистных горных выработок; подсчёт показателей извлечения балансовых и забалансовых запасов при разных вариантах отработки прикарьерных запасов.

При разработке модельных представлений вариантов отработки запасов учитывалось наличие рудных охранных целиков под промплощадкой Кировского рудника и подъездными железнодорожными путями (рис. 4.2). На основе анализа, технических ограничений и фактического состояния горных работ были созданы цифровые модели конструктивных элементов возможных вариантов систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, которые позволили выбрать наиболее рациональный и безопасный вариант отработки прикарьерных запасов Саамского карьера.

Сформированная цифровая модель геологических запасов позволила провести анализ ГГУ с помощью модуля автоматизированного анализа ГГУ залегания. Данный инструмент позволяет формировать вертикальные разрезы в пределах РТ с заданным шагом, в соответствии с которым автоматически определяются углы падения всячего и лежащего боков РТ месторождений, а также нормальная мощность и рудные площади, в том числе в охранных целиках. Продолжительность выполнения анализа ГГУ при таком подходе сокращается в десятки раз [84].

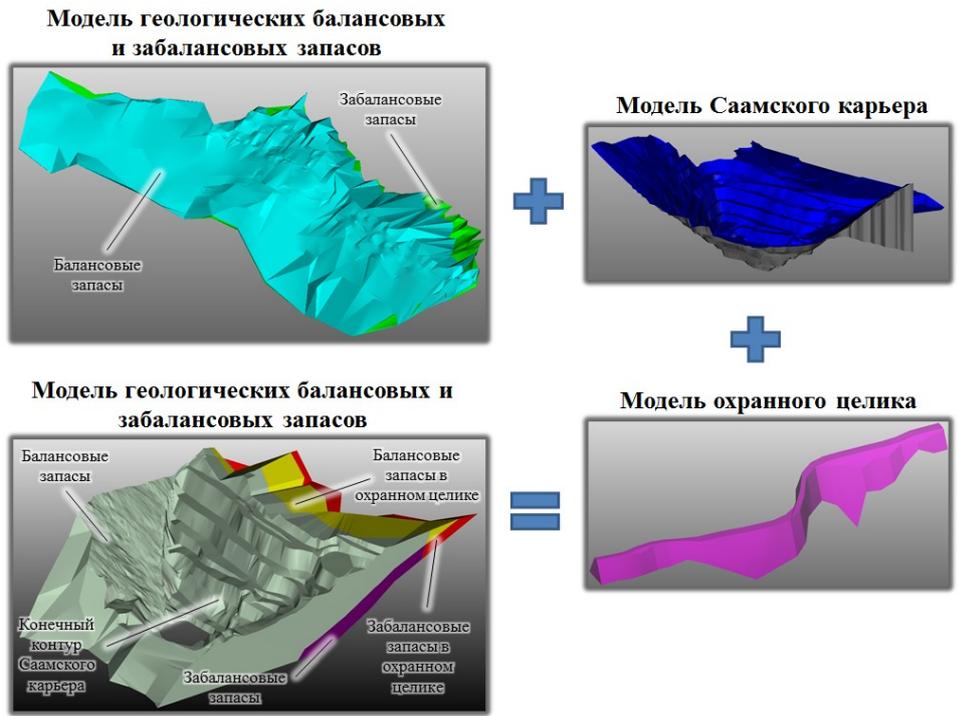


Рис. 4.2. Цифровые модели запасов ПИ

Для осуществления детального анализа условий ведения горных работ были разработаны цифровые модели: 1) Саамского тектонического разлома (рис. 4.3); 2) развала покрывающих / обрушенных пород в границах выработанного пространства Саамского карьера при ведении подземных горных работ (рис. 4.4); 3) отбиваемых балансовых и забалансовых запасов, конструктивных потерь и разубоживания руды (рис. 4.5).

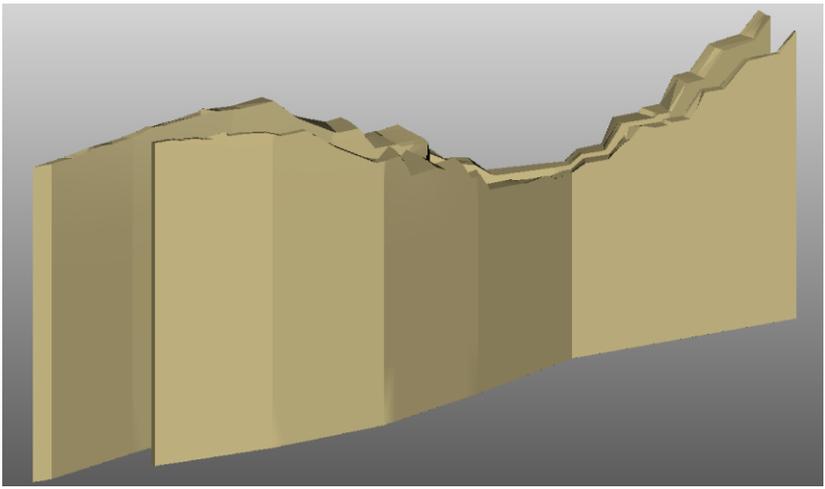


Рис. 4.3. 3D-модель Саамского тектонического разлома

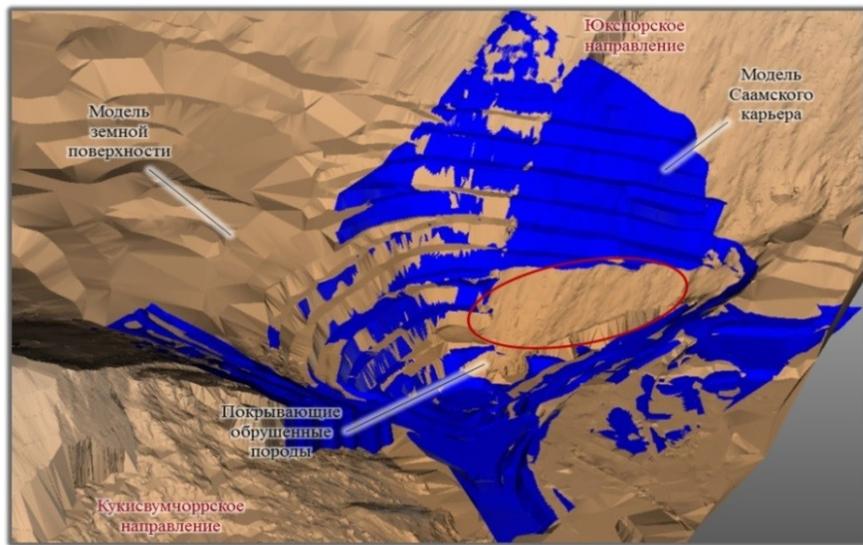


Рис. 4.4. Совмещённые цифровые модели Саамского карьера, земной поверхности и развала обрушенных покрывающих ГП при ведении подземных горных работ

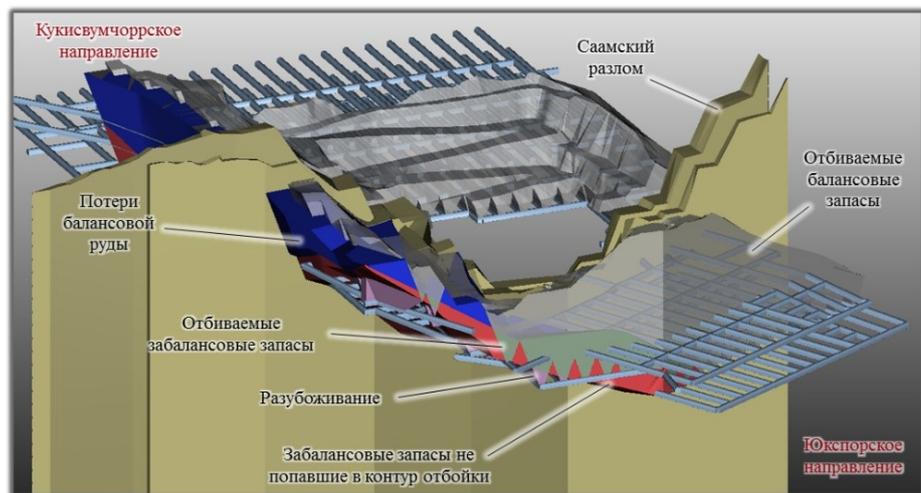


Рис. 4.5. Цифровые модели отбываемых балансовых и забалансовых запасов, конструктивных потерь и разубоживания

Для получения пространственного распределения ПК использовалась БМ Кукисвумчорского месторождения, откорректированная в соответствии с контурами цифровой модели отбываемых запасов в пределах БЦ (рис. 4.6).

С помощью цифровых моделей были разработаны возможные варианты отработки прикарьерных запасов Саамского карьера (рис. 4.7), которые в дальнейшем использовались при моделировании НДС массива в программном комплексе Sigma GT, что позволило учесть геомеханические особенности данного участка при выборе рациональной технологии отработки запасов [89].

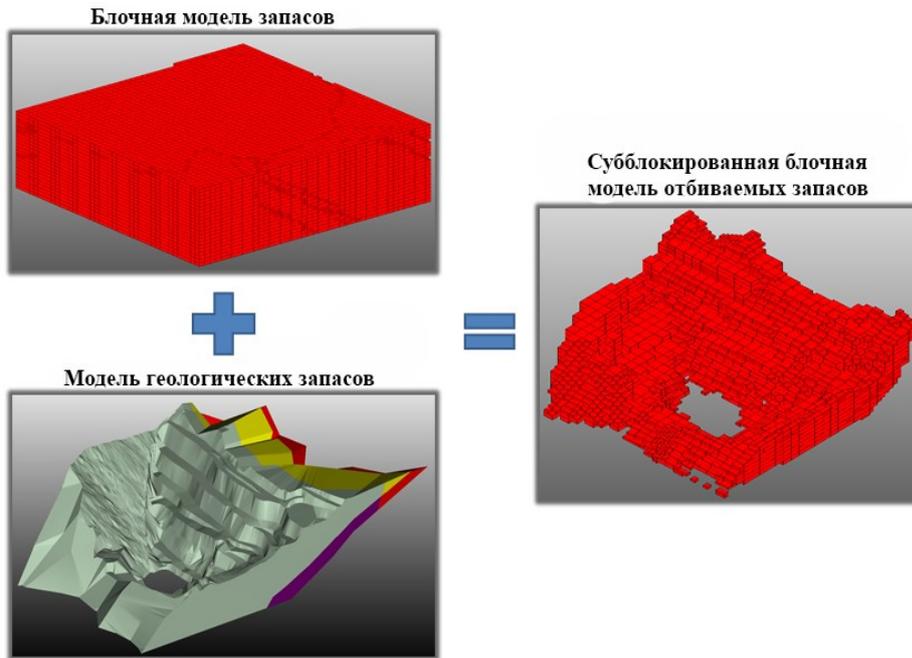


Рис. 4.6. Детализированная БМ блока-целика

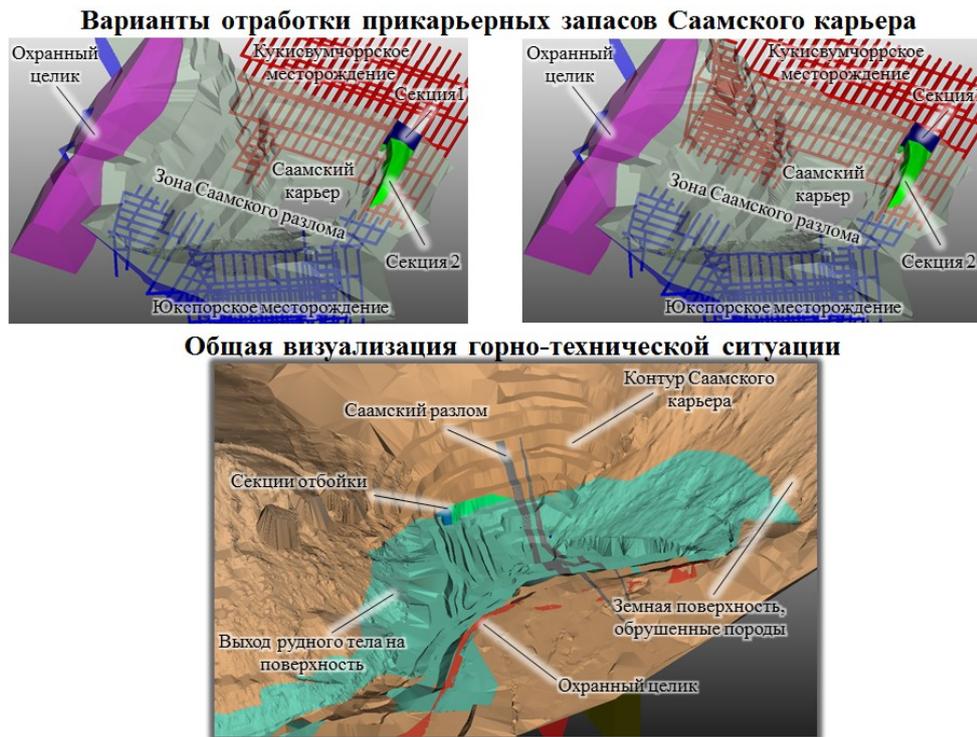


Рис. 4.7. Цифровые модели вариантов отработки прикарьерных запасов Саамского карьера и общая визуализация горно-технической ситуации

Было установлено [90], что при подземной отработке прикарьерных запасов месторождений высокопроизводительными системами с массовым обрушением руды и вмещающих пород в условиях длительного воздействия отрицательных температур необходимым элементом технологии горных работ является обеспечение термоизоляции подземного очистного пространства. Это обусловлено тем, что при ведении очистной выемки вблизи контура отработанного карьера отбиваемая руда в зимний период интенсивно смерзается. Выпуск этой руды характеризуется значительным увеличением трудовых и материальных затрат, большими потерями и повышенным разубоживанием. Кроме того, холодный воздух, попадая через зону обрушения в подземные горные выработки, замораживает коммуникации водоснабжения, сети сжатого воздуха и вызывает обледенение контуров горных выработок, делая невозможным движение транспортных средств.

Технологически проблема термоизоляции подземного очистного пространства решается разными способами. Породный, рудный или породно-рудный слой — термоизоляционный слой — служит в качестве барьера для проникновения холода в отбитый рудный массив и горные выработки, а также для заполнения очистного пространства вслед за выпуском отбитой руды.

Были выявлены участки с наименьшим слоем обрушенных покрывающих ГП (рис. 4.8 и 4.9) и определена глубина промерзания ГП, разработаны схемы формирования термоизоляционного слоя и обоснована его оптимальная толщина в зависимости от высоты выпускаемого слоя рудной массы. Минимальную мощность термоизолирующего породного слоя при этажном и подэтажном обрушении рудного массива ($H_{сл}$, м) можно принять исходя из условия обеспечения полного заполнения очистного пространства блока вслед за выпуском руды:

$$H_{сл} = H_{в} \frac{100 + P_{\%}}{100 - P_{\%}} + H_{пр} - H_{с}, \quad (4.1)$$

где $P_{\%}$, $R_{\%}$ — потери и разубоживание руды при выпуске рудной массы, %; $H_{в}$ — высота выпускаемого слоя рудной массы, м; $H_{пр}$ — глубина промерзания обрушенной породы (руды), м; $H_{с}$ — высота снежного покрова, м.

Анализ результатов выполненных численных экспериментов [90] позволяет сделать следующие выводы: за десятидневный срок имеет место промерзание отбитой породы только в пределах первого метра; заметное влияние на глубину промерзания оказывает высота снежного покрова за счёт уменьшения величины коэффициента эффективного теплообмена; в большей степени подвержена промерзанию «сухая» отбитая порода; каждый процент влажности породы «отнимает» у глубины промерзания несколько сотых метра.

В период отрицательных температур наружного воздуха и приближения фронта очистных работ подземного рудника к фактическому контуру карьера повышение эффективности технологии отработки прикарьерных запасов достигается: формированием термоизолирующего породного слоя за счёт самообрушения покрывающих пород или рудного слоя частично в результате предварительно отбитой массовыми взрывами и временно не выпускаемой (замагазинированной) рудной массы стыковочных секций верхних горизонтов (подэтажей); регулированием доз выпуска руды в соответствии с планограммой;

увеличением интенсивности выпуска рудной массы при применении системы разработки поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и доставкой её из очистных забоев высокопроизводительными ПДМ с дизельными двигателями внутреннего сгорания.

Обрушенные покрывающие ГП должны обеспечивать не только термоизоляцию, но и служить предохранительной подушкой для эксплуатируемых подземных горных выработок в случае внезапного обрушения вышележащих уступов карьера.

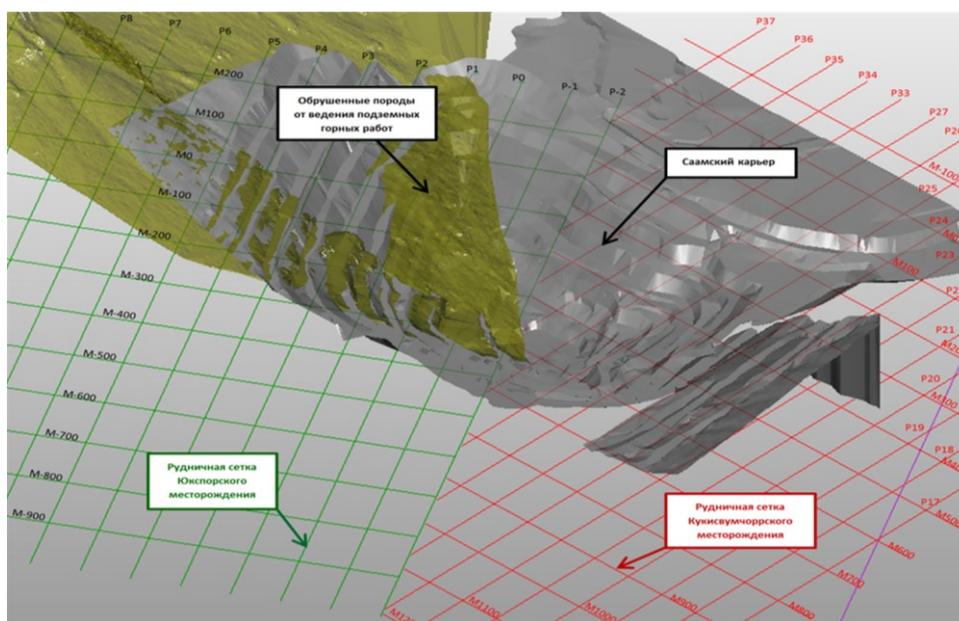
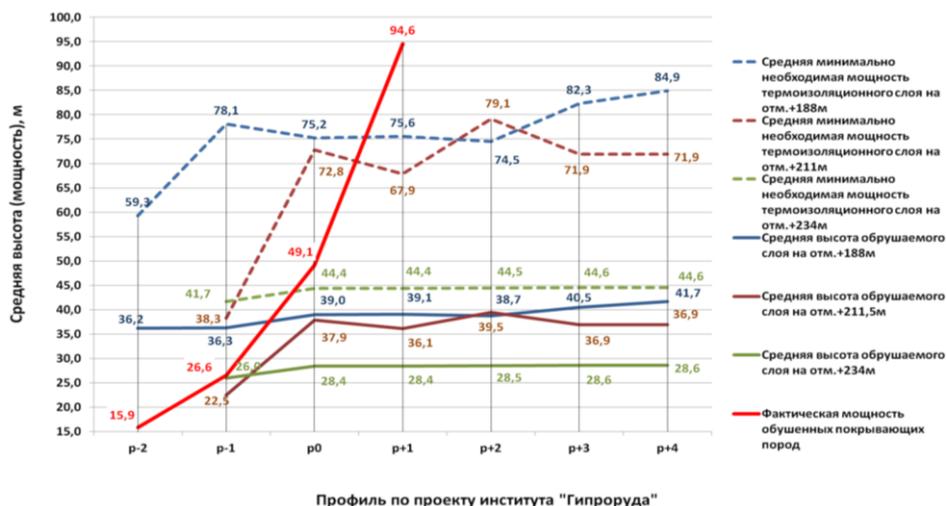


Рис. 4.8. Модель Саамского карьера и обрушенных покрывающих пород (выделено другим цветом) Юкспорского месторождения



Профиль по проекту института "Гипроруда"

Рис. 4.9. Фактическая и необходимая мощность термозащитного слоя при отработке подземными горными работами прикарьерных запасов в районе Саамского карьера

Еще одной задачей стало обоснование решений по отработке запасов концентрационных горизонтов Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений на объединённом горизонте +10 м Кировского рудника при увеличении его производственной мощности. Это позволяет сократить затраты на добычу руды, но в связи с увеличением глубины отработки запасов и наличием горно-технических ограничений необходимо было разработать эффективные технические решения, которые позволят обеспечить рост производственной мощности рудника и повысить безопасность ведения подземных горных работ в сложных ГГУ.

Основными сдерживающими производственную мощность подземного рудника факторами являлись: формирование БЦ при приближении фронта очистных работ со стороны Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений к Саамскому карьеру при ведении подземных горных работ; необходимость отработки прибортовых и подкарьерных запасов на горизонтах +170, +90 и +10 м; наличие выработанного пространства Саамского карьера в пределах БЦ без возможного доступа в него из-за ликвидации транспортных коммуникаций; наличие мощной геодинамически активной структуры, Саамского разлома, в пределах БЦ; увеличение с глубиной абсолютных величин действующих тектонических напряжений и, как следствие, повышение уровня удароопасности при отработке перспективных запасов; наличие охранных целиков под промплощадкой Кировского рудника и подъездными железнодорожными путями; полное отсутствие или недостаточная мощность обрушенных покрывающих ГП, необходимых для заполнения выработанного пространства при отработке подкарьерных запасов подземными горными работами; наличие большого поверхностного водопритока со склонов близлежащих гор и реки Саамской в чашу Саамского карьера; снижение с глубиной отработки мощности рудной залежи месторождений; ограниченная пропускная способность рудовыдачных трактов; фактическое опережение очистной выемки по глубине при отработке запасов Кукисвумчоррского месторождения относительно запасов Юкспорского месторождения.

Для решения этой задачи были созданы цифровые модели объектов подземной геотехнологии с вариантами развития очистной выемки на Юкспорском и Кукисвумчоррском месторождениях Кировского рудника (рис. 4.10). В ходе работ, включающих моделирование вариантов технологии отработки горизонтов Кировского рудника в сложных горно-геологических и горно-технических условиях, получены следующие результаты.

1. С помощью двух методов (по средней интенсивности разработки месторождения, измеряемой годовым понижением очистной выемки, а также фронту очистной выемки) обоснована годовая производственная мощность рудника по добыче руды, в том числе в пределах объединённого горизонта +10 м. Графический фрагмент распределения расчётной производственной мощности в пределах подэтажей и геологических профилей горизонта +10 м Кировского рудника представлен на рис. 4.11.

2. Определена рудная площадь балансовых запасов в пределах рабочих подэтажей объединённого горизонта +10 м — 648710 м².

3. Получены зависимости скорости подвигания очистной выемки и годовой производственной мощности горизонта (подэтажа) от горизонтальной мощности рудной залежи при отработке запасов руды с помощью системы разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды со штрековой подготовкой.

4. Определено оптимальное местоположение разрезов и стыковочных зон на горизонтах при ведении подземных горных работ.

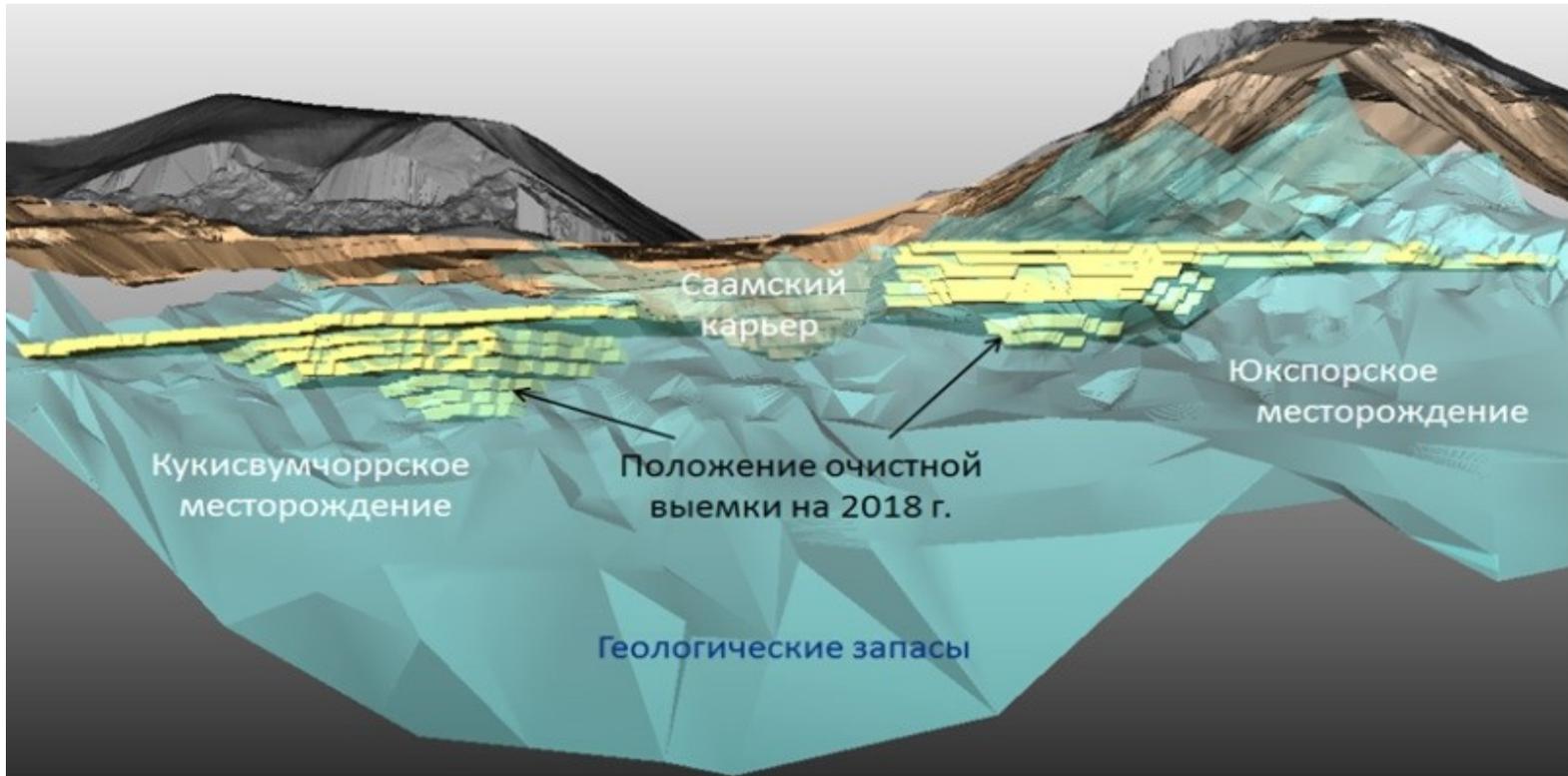
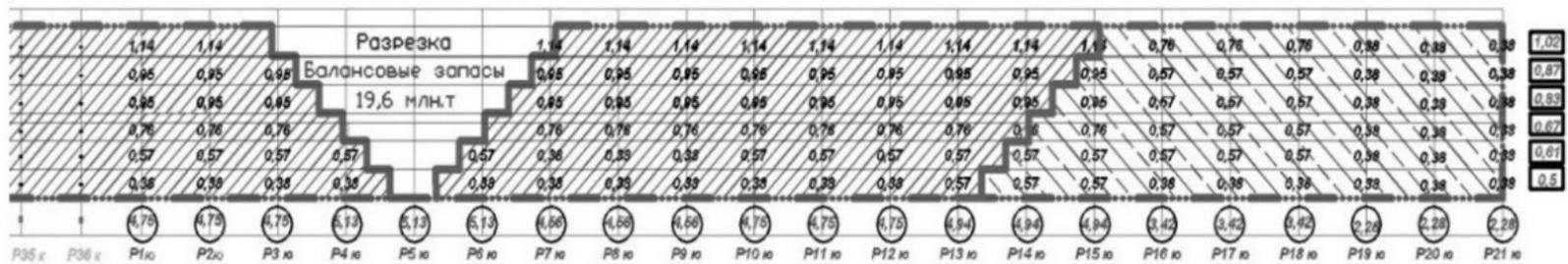


Рис. 4.10. Модель развития очистной выемки при ведении подземных горных работ в пределах Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений Кировского рудника



Условные обозначения:

-  граница подсчета балансовых запасов
-  зона максимального развития производственной мощности горизонта, м
-  зона максимального развития производственной мощности горизонта, м
-  0,76 производственная мощность горизонта в пределах геологического разреза, млн т/год
-  4,94 производственная мощность горизонта в пределах геологического разреза, млн т/год
-  1,02 средняя производственная мощность подэтажа, млн т/год

Рис. 4.11. Распределение расчётной производственной мощности по добыче руды в пределах горизонта +10 м

Предложенные по результатам выполненных работ рекомендации позволяют обеспечить наиболее безопасную технологию ведения подземных горных работ при отработке запасов глубоких горизонтов Кировского рудника в сложных горно-геологических и геодинамических условиях. Результаты исследований нашли практическое применение при разработке регламентов и проектов на отработку запасов Кировского рудника.

4.1.2. Месторождение «Олений ручей»

Месторождение «Олений ручей» является самым восточным из месторождений Хибинской группы. В 2012 г. там было начато строительство горно-обогатительного комбината, включающего открытый и подземный рудники с обогатительным комплексом.

Протяжённость месторождения составляет 3,2 км, простирание северо-восточное с азимутом 35–40°. Общее направление падения элементов внутренней структуры продуктивной зоны и её внешних контактов — к центру массива. Причём отмечается увеличение угла падения всех структурных элементов зоны в направлении северо-восточного фланга месторождения от 30–40° на юго-западном фланге до 60–70° на северо-восточном. Продуктивная зона месторождения имеет сложное многоярусное строение. Её слагают чередующиеся в разрезе тела рудных залежей, гнейсовидных уртитов, ийолитов, мельтейгитов, массивных уртитов и ювитов, нефелиновых сиенитов, рихсчорритов.

На месторождении рудные залежи представляют собой самостоятельные тела пластообразной формы. Зоны более богатых руд тяготеют к осевым частям залежей, периферические части тел сложены более бедными рудами, что связано с наличием здесь большего количества нерудных прослоев. РТ располагаются в двух рудных ярусах: верхнем (мощностью 200 м) и нижнем (мощностью 50–330 м), они разделены безрудной толщей трахитоидных ийолит-уртитов мощностью 200–300 м с включениями разрозненных рудных линз, отторженцев рихсчорритов и нефелиновых сиенитов (рис. 4.12).

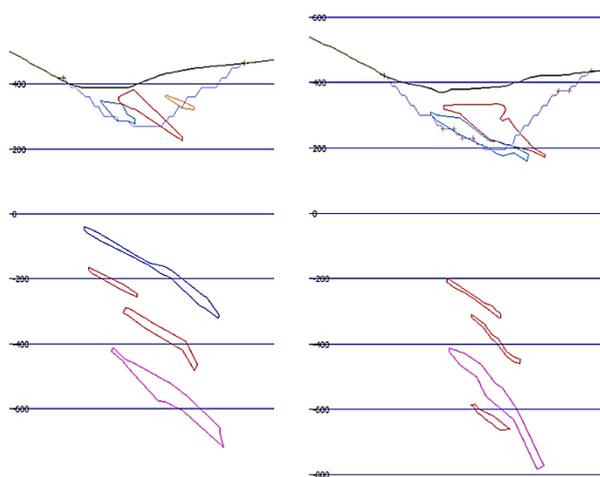


Рис. 4.12. Геологические разрезы РТ месторождения «Олений ручей» (вид с северо-востока)

Нижний ярус предполагается отработать подземным способом, а верхний — открытым. Запасы ОГР незначительны (около 4,5 % от общих запасов) и призваны обеспечить поддержание производственной мощности предприятия до полного развития ПГР.

Верхний ярус перекрыт четвертичными отложениями и прослежен на протяжении 1,5 км в центральной части месторождения. По падению РТ ярусы выклиниваются на абсолютных отметках 0 ... 100 м. В строении яруса выделяются три РТ (1, 2, 3), имеющих линзообразную форму, сложную морфологию и изменчивое качество руды. По своему положению в геологической структуре, условиям залегания и характеру взаимоотношений с вмещающими ийолит-уртитам верхний ярус схож с близлежащим Ньюркапхским месторождением, характерными чертами которого являются развитие мегабрекчий и отсутствие сфен-апатитовых руд.

Исходными данными для создания модели месторождения явились материалы разведочных работ ОАО «Мурманская геолого-разведочная экспедиция», включающие информацию по скважинному опробованию месторождения и контакты РТ (подсчетных блоков) на разрезах и планах по девяти вариантам кондиций [91]. Данные скважинного опробования были подготовлены для импорта в геологическую БД ГГИС MINEFRAME. Были импортированы данные по 298 скважинам и 11 975 пробам (рис. 4.13). Визуально, по густоте проб можно проследить наличие верхнего и нижнего ярусов месторождения.

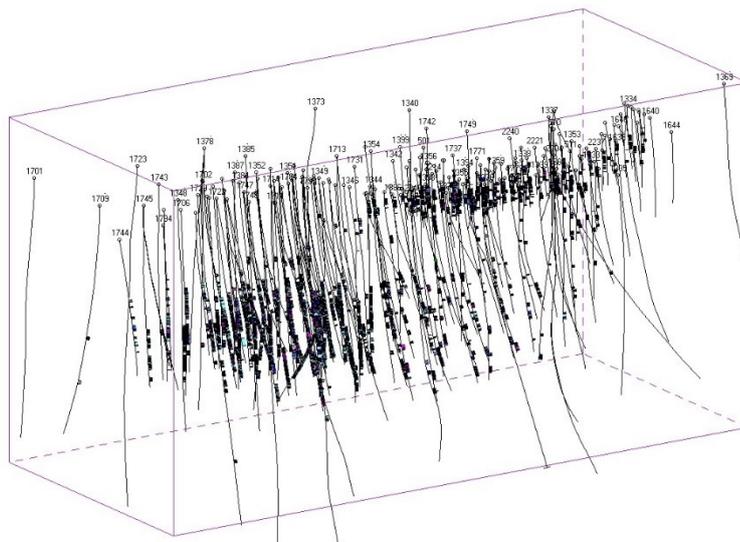


Рис. 4.13. Общий вид скважин в регионе моделирования

На основе этой информации в графическом редакторе GEOTECH-3D было произведено оконтуривание РТ согласно геологическим планам и привязкам контуров РТ к моделям проб разведочных скважин (рис. 4.14). Векторные модели РТ позволили построить каркасные триангуляционные модели. В итоге были созданы каркасные модели РТ месторождения «Олений ручей» для верхнего (семь объектов) и нижнего (восемь объектов) ярусов по девяти вариантам кондиций. Данная модель была использована в ТЭО кондиций. Размер

элементарных блоков принят 3 x 3 x 3 м с учетом того, что кондиционная мощность составляет 6 м. Для получения более достоверной информации о запасах ПИ на месторождении были применены методы геостатистики. Для этого провели процедуру композирования с длиной пробы 1 м (взятой как среднее значение длины в массиве данных), в результате чего исходный массив опробования увеличился до 23520 проб.

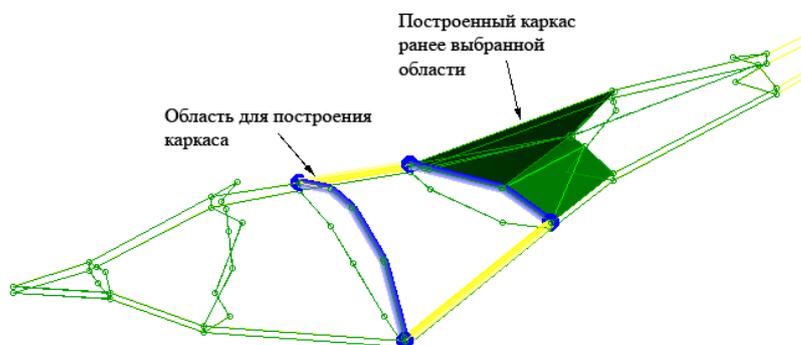


Рис. 4.14. Этап построения триангуляционной модели

Для изучения коррелятивности между точками опробования в пространстве был проведен вариограммный анализ, включающий в себя построение общей полувариограммы и полувариограмм по направлениям с длиной исследования 400 м и шагом 4 м (с учетом длины композирования 1 м). В интерактивном режиме была подобрана сферическая двухструктурная вариограмма. Отмечено довольно большое значение эффекта самородков, что говорит о большой изменчивости в значениях содержаний в близкорасположенных пробах.

Далее был изучен характер корреляционных связей между пробами в различных направлениях для выявления возможной анизотропии, для чего было построено тринадцать вариограмм при шаге сканирования полусферы 45 °. Определяющим параметром в выборе осей анизотропии являлась зона влияния. Результат вариограммного анализа позволил оценить параметры осей анизотропии (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Параметры осей анизотропии месторождения «Олений ручей»

№ оси	Азимут, град	Наклон, град	Зона влияния, м
1	90,0	0,0	132,0
2	0,0	45,0	35,0
3	180,0	45,0	67,0

Завершающим этапом создания модели стало непосредственно геостатистическое оценивание содержаний P_2O_5 — нахождение оценки значения пространственной переменной в каждом блоке. Для подсчета запасов месторождения «Олений ручей» использовался обычный кригинг (*ordinary kriging*). На рис. 4.15 представлен результат расчета содержаний по блокам для одного из РТ.

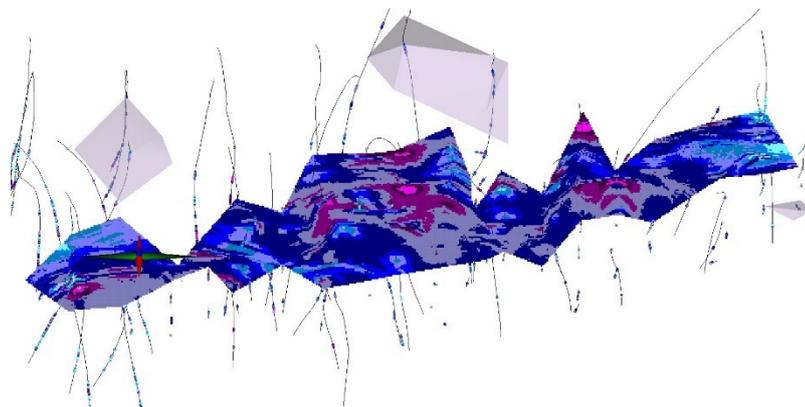


Рис. 4.15. БМ верхнего яруса с распределением содержания P_2O_5

Можно отметить, что создание цифровой модели месторождения имеет ряд бесспорных преимуществ. На любом этапе работы возможна корректировка данных с минимальными затратами по перестроению и пересчету данных. Наглядное визуальное представление объектов в 3D-виде позволяет выявить ошибки исходной БД и модельных представлений. Карьером предполагалось отрабатывать верхний ярус месторождения, пока осуществляется строительство и развитие подземного рудника.

В 2011 г. проектным институтом «Гипроруда» было выполнено Технико-экономическое обоснование постоянных кондиций месторождения «Олений ручей», а в 2012 г. — Корректировка горно-транспортной части проекта на открытых горных работах. По проекту карьер (далее — Базовый вариант) имеет замкнутый контур по отметке +315 м, отметку дна +150 м и максимальную отметку контура +480 м. У карьера два близко расположенных дна на отметках +165 м и +150 м.

Оптимизация границ карьера была осуществлена в ГГИС MINEFRAME. Процедура определения границ опирается на алгоритм профессора МГИ (ныне МГГУ) С. Д. Коробова [52]. Оценка границ была выполнена с помощью ЭММ, учитывающей затраты на выемку и транспортирование для каждого рудного и породного блоков, ценность руд в зависимости от содержания в них ПК. Следует отметить, что для уточнения транспортных работ потребовалось две итерации расчета, связанные с тем обстоятельством, что корректировка дна карьера повлекла за собой снижение объемов вскрыши и отвалов, что привело к снижению объемов транспортных работ.

Для снижения времени счета исходная БМ руды была преобразована из блока размером $3 \times 3 \times 3$ м в блок $15 \times 15 \times 15$ м. При этом кроме усреднения показателей содержания ПК в рудах был рассчитан дополнительный показатель — коэффициент доли руды, представляющий собой величину рудной части в большом пятнадцатиметровом блоке, который влиял на суммарную ценность объединенного блока. После расчета крупных блоков рудная БМ была интегрирована в БМ вмещающих ГП (рис. 4.16). Данная модель была использована также для расчёта валовых доходов при оценке вариантов границ карьера.



Рис. 4.16. Поперечный разрез фрагмента экономической модели с палитрой ценности рудных блоков

В ходе автоматизированного горно-геометрического анализа границ карьера был получен оптимальный контур, который использовался в качестве графической информационной подложки для построения «технологического» контура карьера на конец отработки с вписыванием системы автомобильных съездов. Было предложено использование разрезной траншеи с горизонта +210 м. Это позволило снизить объемы вскрыши на 3,4 млн м³ за счет исключения разности борта под автономную систему автосъездов, что обеспечило прирост валового дохода ориентировочно на 600 млн руб. При этом произошло общее поднятие дна карьера на 15–30 м из-за большего вовлечения в карьер РТ в западной части и по лежащему боку залежи, запасы руды в контуре карьера даже чуть возросли (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Сопоставление рассмотренных вариантов контура карьера

Вариант	Запасы руды в карьерах, млн т	Объемы вскрыши, млн м ³	Средние коэффициенты вскрыши, м ³ /т	Валовый доход от разработки, млрд руб.
Базовый	32,98	79,56	2,41	15,46
Рекомендуемый	33,17	71,45	2,15	18,23

Расчетный рост валовой эффективности (дифференциальной ренты) открытой разработки составил 2,77 млрд руб., или дополнительно около 18 % к исходному доходу. Проведенный анализ показал целесообразность анализа контуров карьера после проектирования с целью уточнения границ, что может привести к существенному эффекту как за счет уточнения границ, так и за счет корректировки схемы вскрытия.

Была проведена оценка возможности изменения направления углубки для снижения уровня потерь и разубоживания. Рудная зона представлена двумя средними по размерам, близко располагающимися пластообразными РТ и серией более мелких линзообразных РТ. По технико-экономическому обоснованию постоянных кондиций 2011 г. углубка карьера осуществляется по лежащему боку рудной зоны, что обеспечивает наиболее эффективный текущий режим горных работ (календарное соотношение вскрышных и добычных работ), но в то же время характеризуется довольно высоким уровнем потерь и разубоживания. С помощью инструментов MINEFRAME был выполнен анализ и экономическая оценка эффективности разработки в четырёх описанных вариантах углубки (табл. 4.3).

Таблица 4.3

Оценка влияния направления углубки на показатели переработки руды

Показатель переработки руды	Вариант углубки			
	1	2	3	4
Доля примешивания породы $k_{пр}$, доля подступа	0,7	0,7	0,7	0,7
Количество контактов согласных	1	2	3	4
несогласных	3	2	1	0
Коэффициент потерь, % для согласных контактов	1,03	1,03	1,03	1,03
для несогласных контактов	1,85	1,85	1,85	1,85
в среднем	3,29	2,88	2,47	2,06
Коэффициент разубоживания, % для согласных контактов	5,17	5,17	5,17	5,17
для несогласных контактов	8,99	8,99	8,99	8,99
в среднем	16,07	14,16	12,25	10,34
Погашаемые запасы, тыс. т	31046	31046	31046	31046
содержание P_2O_5 в руде, %	14,53	14,53	14,53	14,53
содержание P_2O_5 в разубоживающей породе, %	1	1	1	1
Добывается руды, тыс. т	35773	35125	34506	33913
содержание P_2O_5 в руде, %	12,36	12,61	12,87	13,13
Извлечение при обогащении, доли ед.	0,869	0,876	0,882	0,887
Содержание P_2O_5 в концентрате, %	39,1	39,1	39,1	39,1
Производство концентрата, тыс. т	9827	9923	10016	10107
Валовая прибыль, % от Базового варианта	100	103,75	107,40	110,93

Как видно из табл. 4.3, чем больше согласных контактов при отработке РТ, тем ниже коэффициенты потерь и разубоживания и тем выше содержание P_2O_5 в добываемой руде. Прибыль достигается за счет прироста ТП и сокращения прямых затрат при переработке меньшего количества руды. Суммарный эффект (по валовому доходу) от перехода на более рациональное с точки зрения минимизации потерь и разубоживания направление углубки составляет около 1,8 млрд руб. относительно проектного направления.

После выравнивания графика режима горных работ с помощью графика $V = f(P)$ [92] сначала формируется, а затем постепенно ликвидируется опережение вскрышных работ, необходимое для обеспечения постоянной производительности по руде и вскрыши с сохранением постоянного парка буровых станков и экскаваторов. Если концентрировать это опережение на нижних горизонтах рабочей зоны карьера, то появляется возможность формирования пологой добычной зоны и углубки по направлению, обеспечивающему минимум потерь и разубоживания. Это осуществимо даже без дополнительных капитальных вложений во вскрышные работы относительно проектного календаря горных работ. В конкретном случае месторождения «Олений ручей», в связи с обоснованным переходом от базового к рекомендуемому контуру и сокращением вскрышных пород в контуре карьера, возможность смещения направления углубки еще более облегчается при наличии полного проектного парка оборудования.

В целом можно констатировать, что проведенный анализ проектных решений наметил пути повышения эффективности отработки верхнего яруса месторождения открытым способом на 29,5 % по валовой доходности. Представленная работа показывает целесообразность тщательного анализа проектов разработки месторождений, так как даже использование компьютерных технологий не является полной гарантией абсолютной оптимальности заложенных в проекты решений.

Наряду с карьером была проведена оптимизация схемы вскрытия подземного рудника. Выход зоны обрушения в карьерное пространство карьера «Олений ручей» возможен только после окончания ОГР. С северо-востока запасы ПГР примыкают к Ньоркпахкскому месторождению, обрабатываемому ОГР другим предприятием. В связи с этим до окончания работ в Ньоркпахкском карьере проектом на отработку месторождения «Олений ручей» часть запасов оставлена в охранном целике.

В период начального строительства подземного рудника стали очевидны недостатки заложенной в проект схемы вскрытия: низкая надежность многосвязной транспортной цепочки; большой объем и высокие затраты на строительство и эксплуатацию скипового подъема; невозможность поэтапного ввода мощностей подземного рудника; неблагоприятное геомеханическое состояние массива ГП в районе строительства камер подъемной машины и разгрузки скипов.

Для снижения первоочередных затрат и сокращения срока ввода подземного рудника в эксплуатацию Горным институтом КНЦ РАН были разработаны технологические решения, предусматривающие поэтапное вскрытие запасов месторождения и создание опытно-промышленного участка производственной мощностью по добыче руды до 1 млн т/год. При выполнении работы, результаты которой изложены выше, были смоделированы возможные варианты вскрытия запасов месторождения с помощью наклонных конвейерных выработок (рис. 4.17) и выполнено укрупненное технико-экономическое сравнение с первоначальной схемой вскрытия, предусматривающей скиповой подъем руды по слепому вертикальному стволу (табл. 4.4).

Сравнение показало эффективность конвейерного вскрытия, что выражалось в возможности сокращения сроков ввода рудника в эксплуатацию в 2,6 раза, капитальных затрат на пуск рудника в эксплуатацию на 75 % и суммарных затрат за период отработки запасов до горизонта -220 м на 18 %.

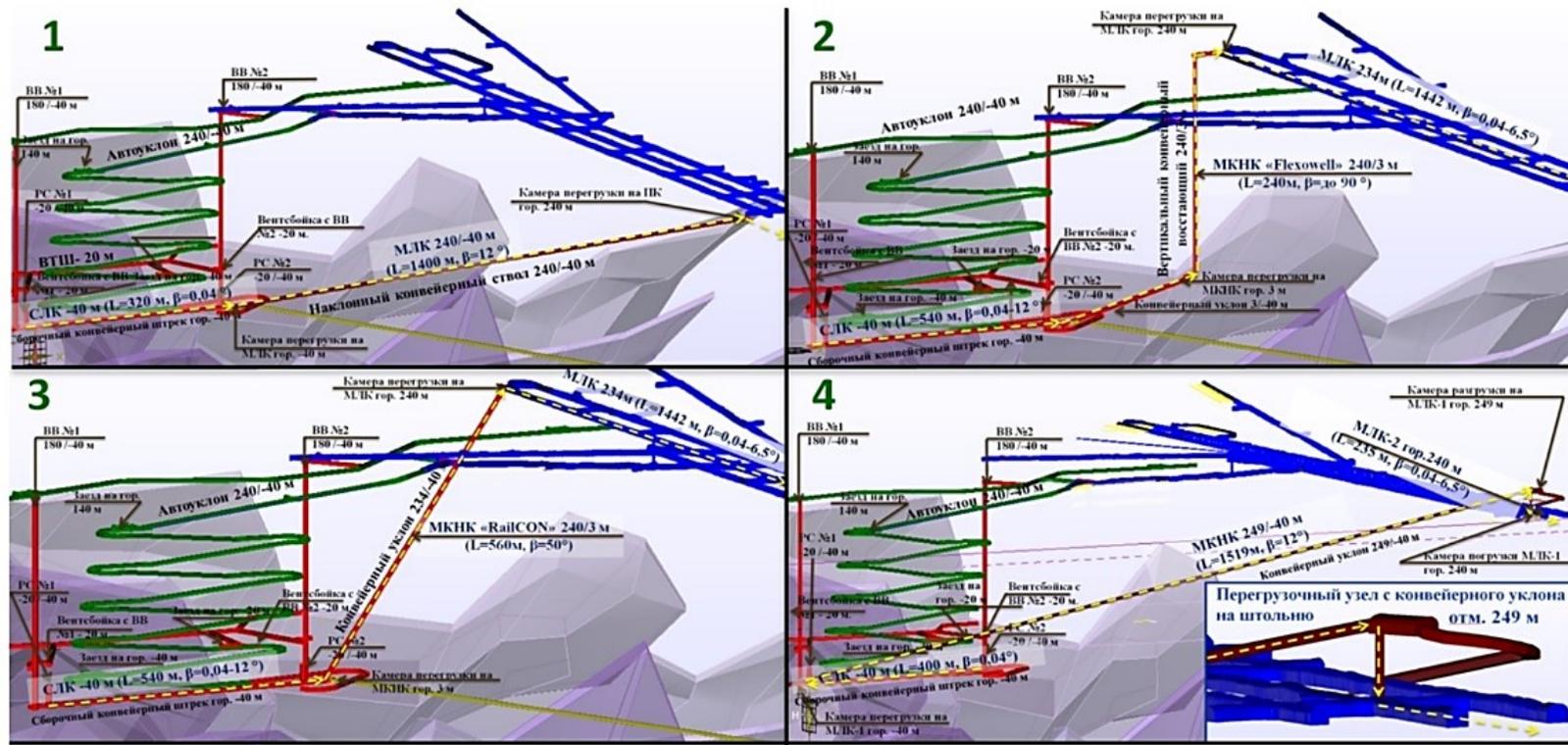


Рис. 4.17. Варианты вскрытия запасов опытно-промышленного участка месторождения «Олений ручей» с применением различных комбинаций конвейерного транспорта

Таблица 4.4

Технико-экономическое сравнение проектного
и предлагаемого вариантов вскрытия

Показатель	Вариант	
	проектный	предлагаемый
Объем вскрываемых запасов, млн т	123,89	37,08
Объем горно-проходческих работ, м ³	334505	89000* / 297260
Продолжительность строительства, лет	5,8	2,2
Капитальные затраты на строительство, млн руб.		
горно-капитальные работы	5 286	1 300* / 4342
технологическое оборудование	1 116	350* / 1169
Эксплуатационные расходы при выходе на проектную мощность, млн руб.	133,6	108,4

* На пуск первой очереди рудника.

4.1.3. Месторождение «Суолуайв»

Месторождение Ньоркпахк, включая участок «Суолуайв», входит в состав месторождений Хибинской группы и расположено в пределах Хибинского щелочного массива на склонах горы Ньоркпахк и Суолуайв. Абсолютные отметки рельефа находятся в пределах +200 ÷ +600 м, относительные превышения достигают 300 м.

Отработка Ньоркпахкского месторождения ведётся открытым способом. При завершении ОГР и достижении Ньоркпахкским карьером предельного контура, неизвлечёнными останутся порядка 30,5 млн т балансовых запасов участка «Суолуайв». Рудная зона участка «Суолуайв», предназначенная для подземной отработки, простирается на 280 м по вертикали, границами технологической отработки по глубине являются отм. 360/80 м. Участок по условиям залегания исключительно сложный, включает в себя восемь пологопадающих РТ линзовидной формы, мощность которых изменяется от 8 до 50 м, углы падения варьируются от 25 до 45 °.

Рудные тела имеют относительно небольшие размеры по падению и простиранию — от 70 до 400 м. Рудная площадь уменьшается с глубиной в 2–3 раза (от 170 тыс. м² на отметке +260 м, до 18,0 тыс. м² на отметке +80 м). По критерию мощности и глубине залегания все залежи участка «Суолуайв» условно разделены на две рудные зоны. Первая представлена обособленными залежами средней мощности (до 15 м), расположенными выше проектного дна Ньоркпахкского карьера, в бортах и частично под дном карьера. Практически все залежи имеют выход в карьер, представляя собой фланговые участки не доизвлечённых открытыми работами РТ.

Вторая рудная зона представлена мощными (от 15 до 50 м, в среднем 30 м) РТ пластообразной формы, разделёнными породными прослоями толщиной от 5 до 25 м, залегающими на глубине 30 ÷ 130 м под бортом карьера и не имеющими выхода в него.

Исходя из горно-геологических и геомеханических условий, анализа существующих проектных решений был рассмотрен вариант вскрытия и отработки подземных запасов участка «Суолуайв» горными работами со стороны месторождения «Олений ручей». Цифровые модели включали в себя объекты схемы вскрытия и подготовки запасов месторождения, обеспечивающие минимальный объём капитальных затрат и рациональный срок его отработки (рис. 4.18), а также объекты дневной поверхности, РТ, карьеров, подземных узлов перегрузки при транспортировании руды (рис. 4.19) и т. д. Распределение и объём ПК в РТ месторождений определялся по БМ.

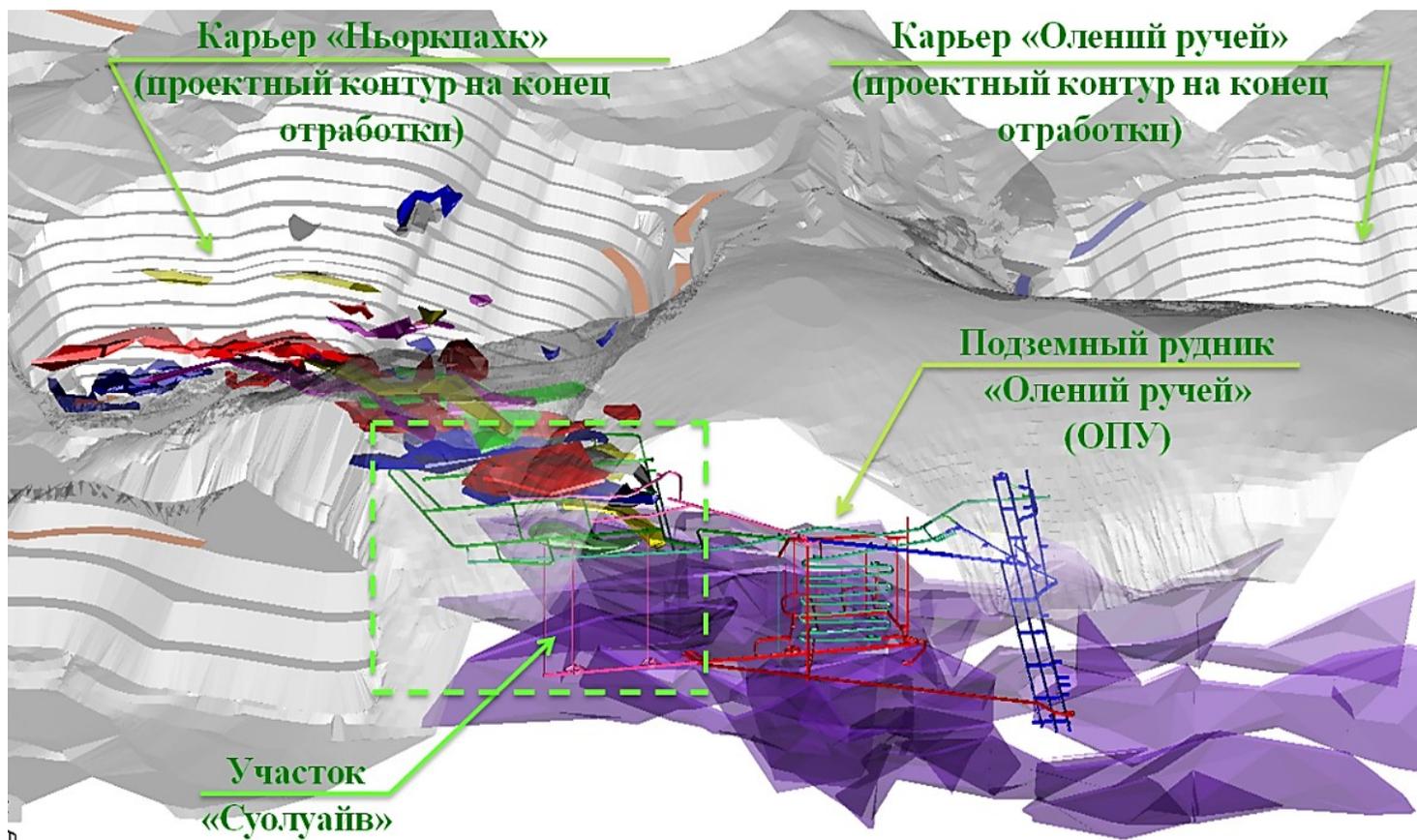


Рис. 4.18. Модель схемы вскрытия участка «Суолуайв» со стороны подземного рудника «Олений ручей»

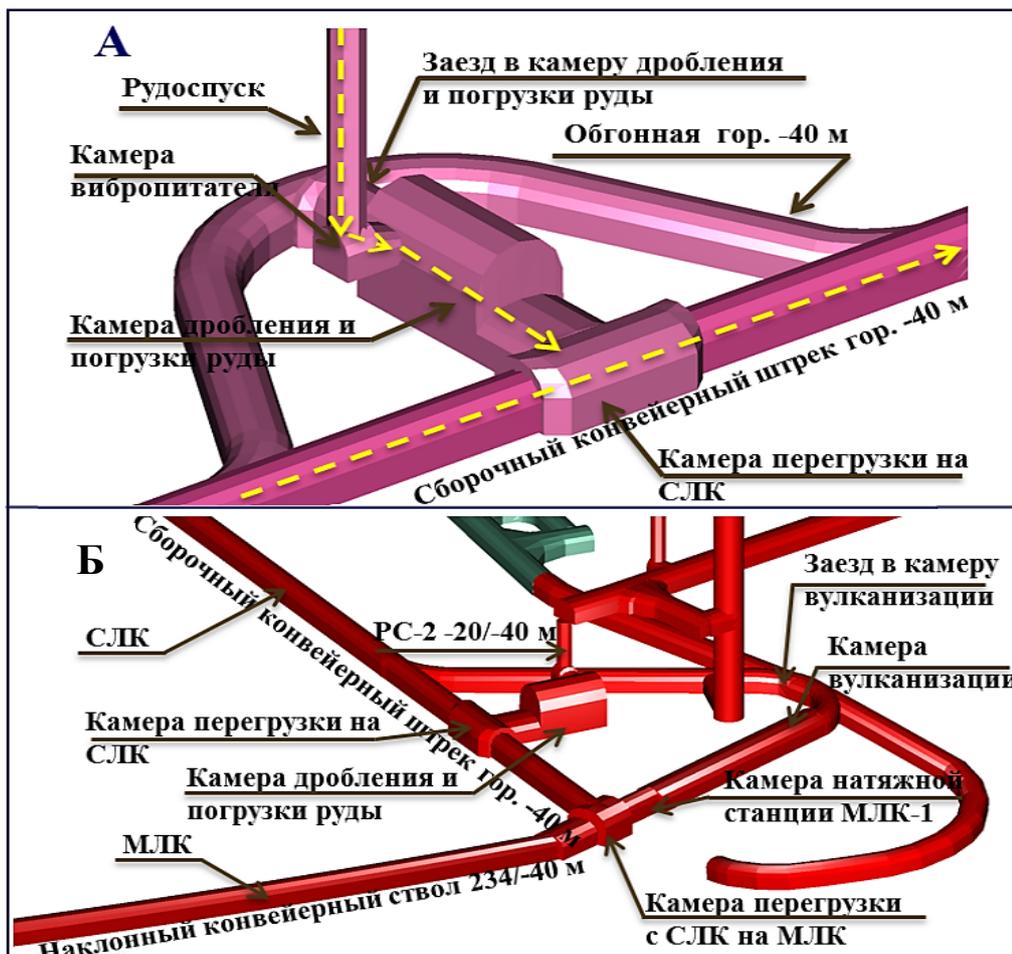


Рис. 4.19. Основные конструктивные узлы дробильно-конвейерного комплекса

Ньюркпахкское месторождение, частью которого является участок «Суолуайв», по условиям залегания является исключительно сложным. Оно включает в себя одиннадцать РТ, мощность которых изменяется от 8 до 50 м при углах падения от 0 до 45 °. Традиционные системы разработки с обрушением, применяемые при отработке крупных хибинских месторождений подземным способом, не могут быть эффективно применены на участке «Суолуайв». Отработку основных запасов месторождения предложено осуществлять камерно-целиковой системой разработки с траншейным выпуском руды и ее доставкой до участковых рудоспусков погрузочно-доставочными машинами с электроприводом, при этом выемку руды пологих маломощных участков залежей допускается обрабатывать панельно-столбовой системой разработки. При отработке подземных запасов в период ведения горных работ на Ньюркпахкском карьере рекомендована система с открытым очистным пространством — камерно-целиковая без выемки междуканальных (МКЦ) и междуэтажных (МЭЦ) целиков.

После завершения горных работ в карьере осуществляется выемка запасов прикарьерного предохранительного целика, МЭЦ и МКЦ системами с обрушением руды и вмещающих пород — подэтажным обрушением с торцовым выпуском или траншейным днищем. Удельный вес балансовых запасов по ВЕ участка «Суолуайв» представлен на рис. 4.20.

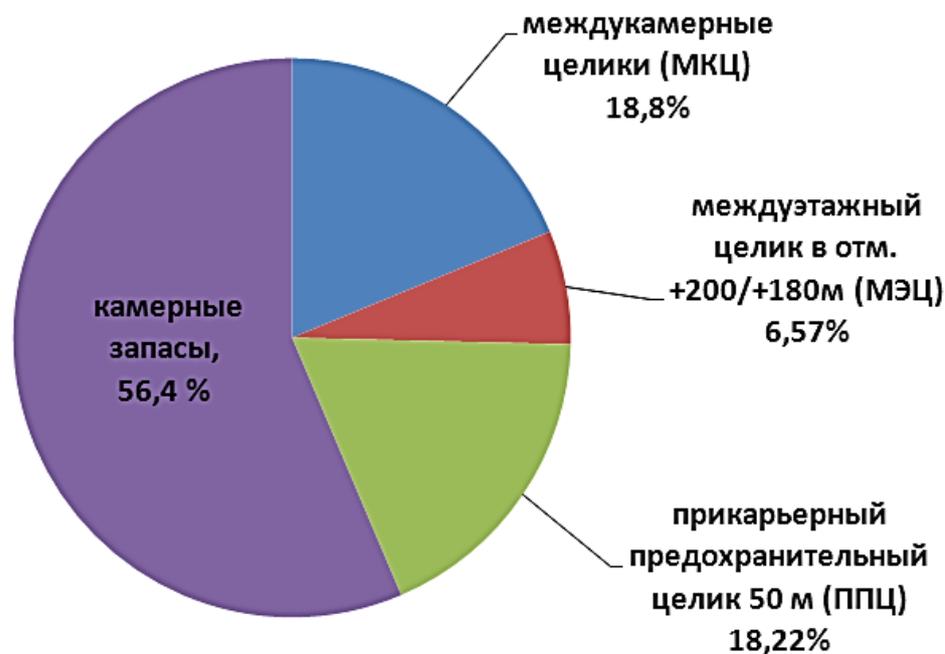


Рис. 4.20. Удельный вес балансовых запасов по ВЕ участка «Суолуайв»

В результате технико-экономических расчётов установлено, что максимальная прибыль, отнесённая к одной тонне погашенных балансовых запасов, достигается на первоначальных этапах отработки месторождения камерно-целиковой системой разработки без погашения ППЦ, МКЦ и МЭЦ. Отработка запасов участка «Суолуайв» со стороны подземного рудника «Олений ручей» позволит снизить полную себестоимость руды (добыча, транспортирование, обогащение руды, общекомбинатские и коммерческие расходы) относительно ранее принятых проектных решений на ~ 30 %.

4.1.4. Месторождение «Партомчорр»

Месторождение «Партомчорр» входит в состав месторождений Хибинской группы, локализованных в пределах ийолит-уртитовой дуги Хибинского щелочного массива, и находится в северо-западной части ийолит-уртитовой дуги. Рудная зона мощностью до 185 м, представленная переслаиванием апатит-нефелиновой руды (АНР) с уртитам и йолитами, прослежена по простиранию на расстоянии до 6,0 км и по падению на 1,2 км до абсолютной отметки -600 м. Падение рудной зоны пологое. По составу

и пространственному положению в рудной зоне выделяются три РТ, разделенные на отдельные участки безрудными прослоями. Форма РТ пластообразная, линзовидная.

Первое РТ располагается в висячем боку рудной зоны. В его составе, наряду с АНР, широко развиты титанит-апатитовые руды и породы. Второе РТ слагает центральную часть и лежащий бок рудной зоны. В его составе преобладают АНР линзовидной и сетчатой текстур, а также уртиты, в различной степени обогащенные апатитом (уртит с апатитом, уртит апатитовый), и массивные АНР. Третье РТ имеет небольшую площадь развития. По составу оно не отличается от второго РТ.

Главная особенность ГГУ месторождения заключается в том, что РТ, выходы которых под морену прослеживаются по простиранию до 6 км на переломе от долины к склону гор, имеют падение в $30-40^\circ$ на восток, под горы. Из-за этого при увеличении глубины участков открытых горных работ очень быстро нарастает прирезка вскрышных пород. Это означает, что доминирующими по сроку функционирования будут ПГР. Второй особенностью месторождения является необходимость оставления водоохраных целиков под двумя пересекающимися рудную зону ручьями, которые пересыхают летом, но полноводны в период весеннего снеготаяния. Выделение гидроизолирующих целиков существенно ограничивает промышленные запасы как на открытых, так и на подземных горных работах.

Для оценки возможностей рентабельной отработки месторождения были рассмотрены варианты строительства нового горнорудного предприятия и созданы цифровые модели объектов подземной и открытой геотехнологий, в том числе прилегающей инфраструктуры (рис. 4.21).

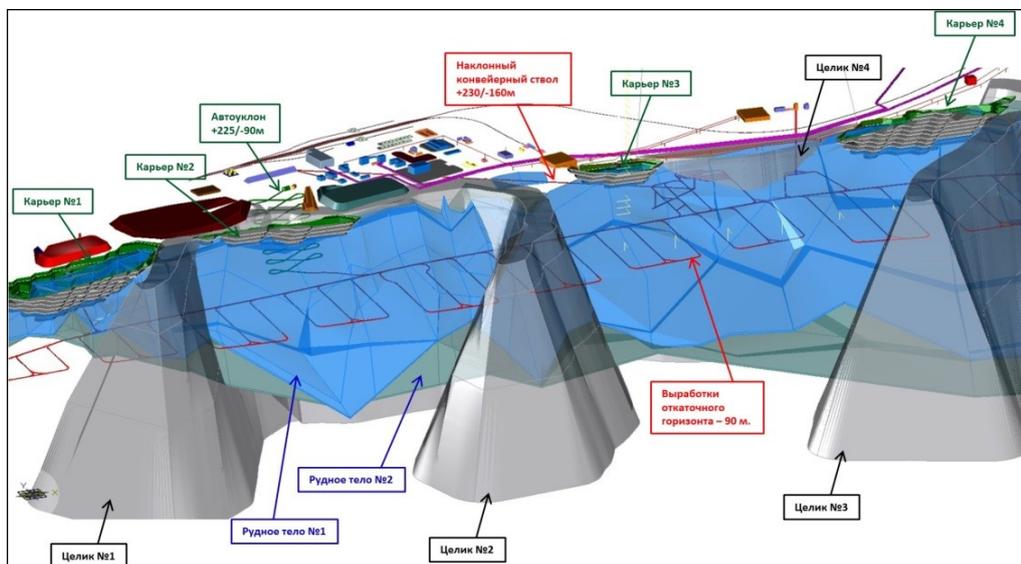


Рис. 4.21. Модель освоения месторождения «Партомчорр» подземными горными работами

На первом этапе были оценены параметры участков ОГР при оставлении гидроизолирующих целиков. В этих условиях формируются четыре участка ОГР (рис. 4.22) [93]. Отвал вскрышных пород размещается к северу от четвертого участка, а обогатительный комплекс — в долине между вторым и третьим участками.

Производительность принята на уровне 3 млн т руды в год по погашаемым геологическим запасам и 3,06 млн т (в сухом весе) по эксплуатационным запасам с учетом потерь и разубоживания. При обосновании режима горных работ для сглаживания во времени первоочередных пиковых объемов вскрыши, возникающих из-за необходимости отработки «нависающих» нагорных частей карьеров, на первом и четвертом участках (рис. 4.22) предложено выделение пространственных этапов освоения по контурным коэффициентам вскрыши $3 \text{ м}^3/\text{м}^3$ с формированием промежуточных временно нерабочих бортов.

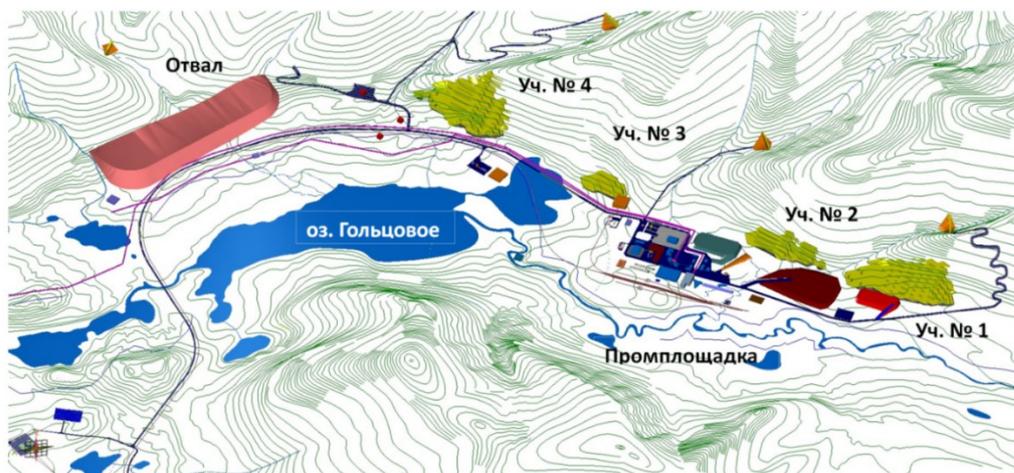


Рис. 4.22. Вид с запада на модели участков ОГР относительно фабрики и отвала

При этом второй и третий участки осваиваются в первую очередь и обрабатываются высокими темпами (при скорости углубки 30 м/год) [94], чтобы после их отработки использовать сформированное карьерное пространство для частичного размещения вскрышных пород с первого участка, что позволяет уменьшить транспортные затраты.

Предполагается использовать по одному дизельному гидравлическому экскаватору: на добычных работах — с емкостью ковша $6,5 \text{ м}^3$, на вскрышных — 11 м^3 . Необходимый парк самосвалов грузоподъемностью 90 т составил 26 единиц. Среднее расстояние транспортирования для руды 3 км при доле уклонов (спусков и подъемов) в длине транспортирования 35 % и 5,2 км для вскрышных пород при доле уклонов 29 %. Для сглаживания скачков качества ПИ при постоянном переносе горных работ с участка на участок предлагается использование прифабричного промежуточного склада с двумя секциями (штабелями) емкостью по 65 тыс. т каждая, на котором работает фронтальный колесный погрузчик с емкостью ковша 8 м^3 .

В целом ОГР при комбинированной разработке месторождения по объективным причинам могут играть только вспомогательную роль,

обеспечивая по 3 млн т добычи руды в течение девяти лет на период строительства и развития производительности подземного рудника. На втором этапе работ было определено, как изменятся параметры ОГР в случае использования водоотводных каналов по борту карьера. Для исключения попадания водных потоков в выработанное пространство карьеров и подземных рудников и были сформированы охранные целики, которые существенно сократили запасы как ОГР, так и ППР. При этом формирование охранных целиков является не единственной мерой, предпринимаемой для гидроизоляции горных выработок от приповерхностных вод. Одной из альтернатив целикам является формирование специальных наклонных берм на борту карьеров, на которых размещают самотечный трубопровод большого диаметра или открытый обводной канал. В данном случае рассмотрен вариант применения обводных каналов шириной 1 м по дну и 5 м по поверхности при глубине 2 м (рис. 4.23). Общая ширина наклонных водоводных берм с уклонами 4–4,5 % составила 20 м, что на 4,3 м шире, чем у простой предохранительной бермы.

В этом случае первый и второй, также как третий и четвертый, участки объединяются между собой в два средних по размерам карьерных пространства, глубина карьеров возрастает на 40 и 100 м для карьеров 1-бис и 2-бис соответственно. Высота борта возрастает на 90 и 150 м. Запасы руды увеличиваются в 1,85 и 3,15 раз. Объем вскрыши — в 2,09 и 3,77 раз. При этом прирост запасов по карьере 2-бис (относительно суммы участков 3 и 4 предыдущего этапа) превысил прирост по карьере 1-бис (относительно суммы участков 1 и 2) более чем в 1,8 раза.

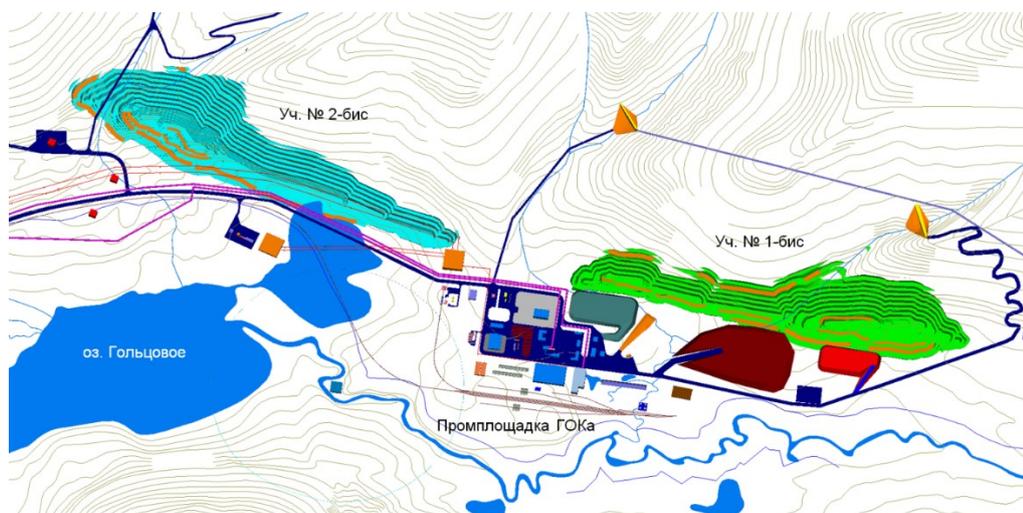


Рис. 4.23. Модели карьеров без гидрогеологических ограничений и новой конструкции борта вблизи промышленной площадки ГОКа

В случае реализации комплекса гидротехнических сооружений, включающих водоотводные каналы для ручьев и гидроизоляцию карьера со стороны мелководной лагуны озера Гольцового, ОГР способны обеспечить производительность в 6 млн т в течение четырнадцати лет при четырехлетнем периоде строительства и объеме горно-капитальных работ в 18 млн м³.

4.1.5. Месторождение «Эвеслогчорр»

Данное месторождение, как и все другие месторождения Хибин, локализовано в толще массивных уртитов и перекрывается породами комплекса гнейсовидных ийолит-уртитов, ювитов и рихсчорритов. Месторождение находится в слепом залегании и не выходит на поверхность, являясь наиболее глубинным среди других хибинских месторождений. Верхняя граница проходит ниже отметки 0 м, а нижний контур опускается до отметки -1150 ÷ -1400 м. Рудная залежь имеет форму уплощенной линзы размером 2,7 × 2,3 км при мощности в центре до 100 м. По направлению к флангам, по восставанию и падению мощность линзы уменьшается до полного выклинивания. Простираение рудной залежи широтное ($B 90 \pm 10^\circ$), падение на север под углами $25 \div 30^\circ$ (от поверхности до абсолютной отметки 0 м), $35 \div 40^\circ$ (на гор. 0–500 м) и до 45° на больших глубинах.

Месторождение «Эвеслогчорр» на отметке -100 м имеет условную границу с месторождением «Плато Расвумчорр» и по предварительно разведанным запасам (от 400 до 500 млн т при различных бортовых содержаниях P_2O_5) отнесено к категории крупных. К недостаткам следует отнести большую глубину залегания РТ (около 400 м от поверхности), что исключает ОГР и предопределяет по горно-техническим условиям только подземную разработку.

Для анализа изменчивости ГГУ залегания месторождения была создана модель рудной залежи (рис. 4.24) со схемой вскрытия и подготовки запасов. С ее использованием были определены балансовые и извлекаемые запасы месторождения в зависимости от выбранных ограничений по рабочему горизонту, простираению РТ, применяемой системе разработки, углу падения и мощности рудной залежи.

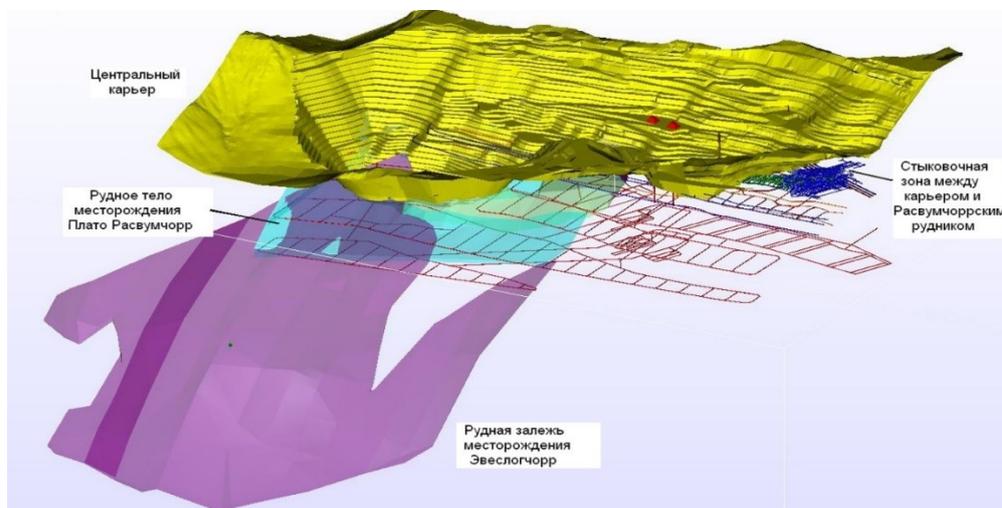


Рис. 4.24. Цифровая модель месторождения «Эвеслогчорр» со схемой вскрытия и подготовки запасов

Согласно горно-геологическим характеристикам месторождение было разделено: 1) по нормальной мощности (рис. 4.25): $t = 8 \div 25$ м — расположение

очистных камер по простиранию РТ, $t = 25 \div 40$ м — в зависимости от угла падения очистные камеры располагаются вкрест или по простиранию РТ, $t = 40 \div 60$ м — расположение очистных камер вкрест простирания РТ, $t > 60$ м — в зависимости от условий РТ обрабатывается одной или двумя очистными камерами, расположенными вкрест простирания РТ; 2) по углу падения в лежачем боку (рис. 4.26): $\alpha = 0 \div 30^\circ$ — формирование горизонтального или наклонного днища вкрест простирания РТ, частичная взрыводоставка руды при расположении траншеи по простиранию РТ, $\alpha = 30 \div 45^\circ$ — частичная подрывка вмещающих пород и конструктивные потери руды при формировании днища для самотечного выпуска руды из блока, $\alpha > 45^\circ$ — самотечный выпуск руды из блока. Было также выполнено районирование РТ месторождения по глубине от поверхности (рис. 4.27).

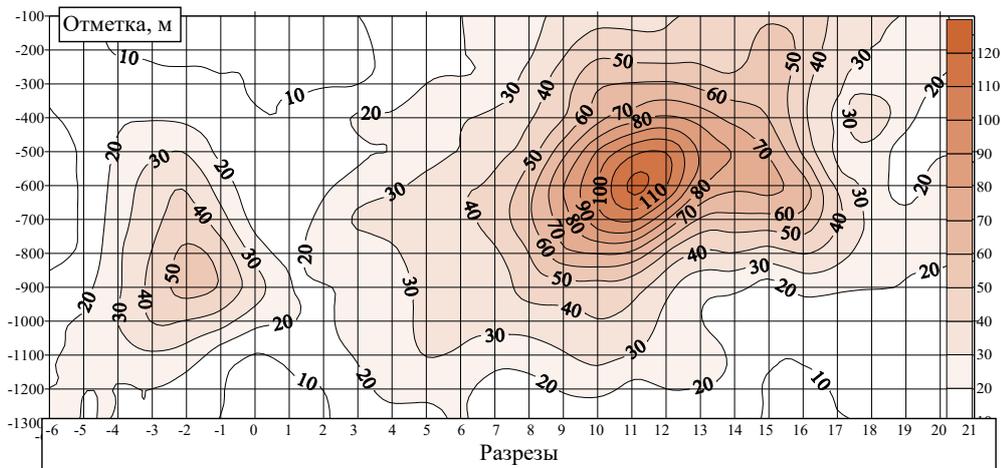


Рис. 4.25. Районирование РТ месторождения «Эвеслогчорр» по нормальной мощности

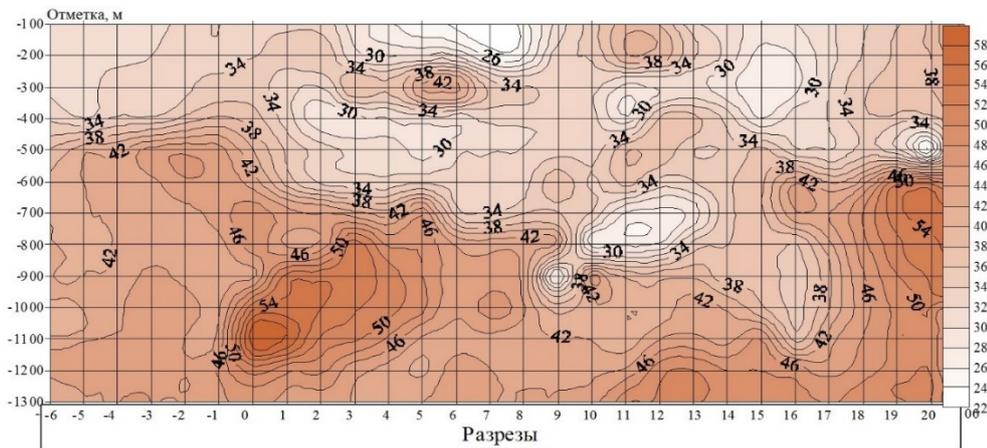


Рис. 4.26. Районирование РТ месторождения «Эвеслогчорр» по углу падения в лежачем боку

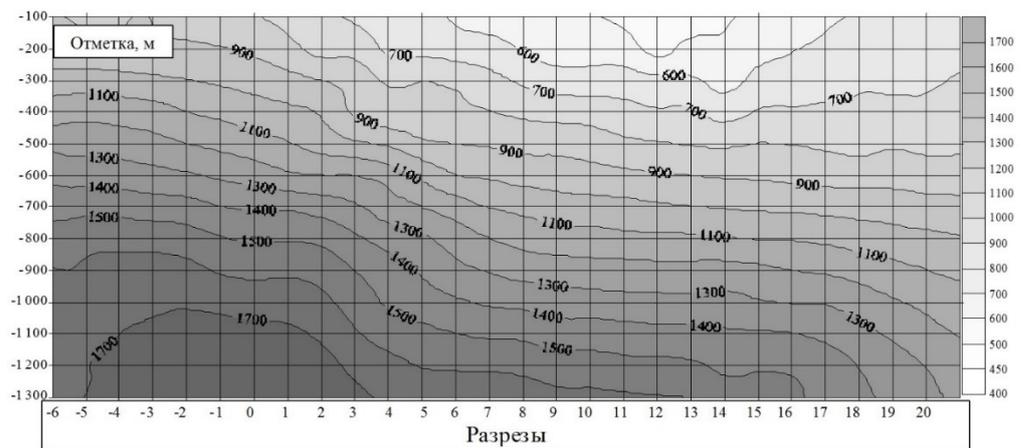


Рис. 4.27. Районирование РТ месторождения «Эвеслогчорр» по глубине от поверхности

Таким образом, результаты анализа показали.

1. Для месторождения «Эвеслогчорр» характерна значительная изменчивость угла падения и мощности рудной залежи. Нормальная мощность находится в интервале от 8 до 125 м, угол падения — от 20 до 55°.

2. Основная доля балансовых запасов приходится на участки рудной залежи мощностью более 60 м. Однако относительная наклонная площадь таких участков составляет менее 20%. В то же время на участки залежи мощностью менее 40 м приходится 55,6% наклонной площади.

3. Вне зависимости от мощности РТ угол падения составляет преимущественно 30 ÷ 45°. На участки рудной залежи с углом падения выше и ниже указанного интервала приходится 30,9% балансовых запасов, в том числе с углом менее 30° — 21,0%, с углом более 45° — 9,9%.

Полученные результаты могут быть использованы при выборе способа вскрытия, мест расположения первых разрезных блоков, систем разработки, а также при определении производительности рудника, показателей извлечения ПИ.

4.1.6. Складирование вскрышных пород в выработанном пространстве карьера «Центральный» Восточного рудника

Карьер «Центральный» к концу отработки имеет два дна: одно в западной части с отметкой +445 м, другое — в восточной с отметкой + 100 м. В западной части карьера образовалась ёмкость (под ней оставлен подкарьерный рудный целик, который планируется отработать подземными горными работами), которую можно использовать для размещения внутреннего отвала. Рассмотрен вариант транспортирования вскрышных пород в выработанное пространство этой части карьера.

Технологическая оценка целесообразности размещения вскрышных пород в выработанном пространстве карьера «Центральный» является важной задачей, влияющей на организацию горных работ как в карьере, так и в подземном Расвумчоррском руднике. Для этого были построены цифровые модели карьера, ярусов внутренних отвалов и вскрывающих выработок подземного рудника (рис. 4.28).

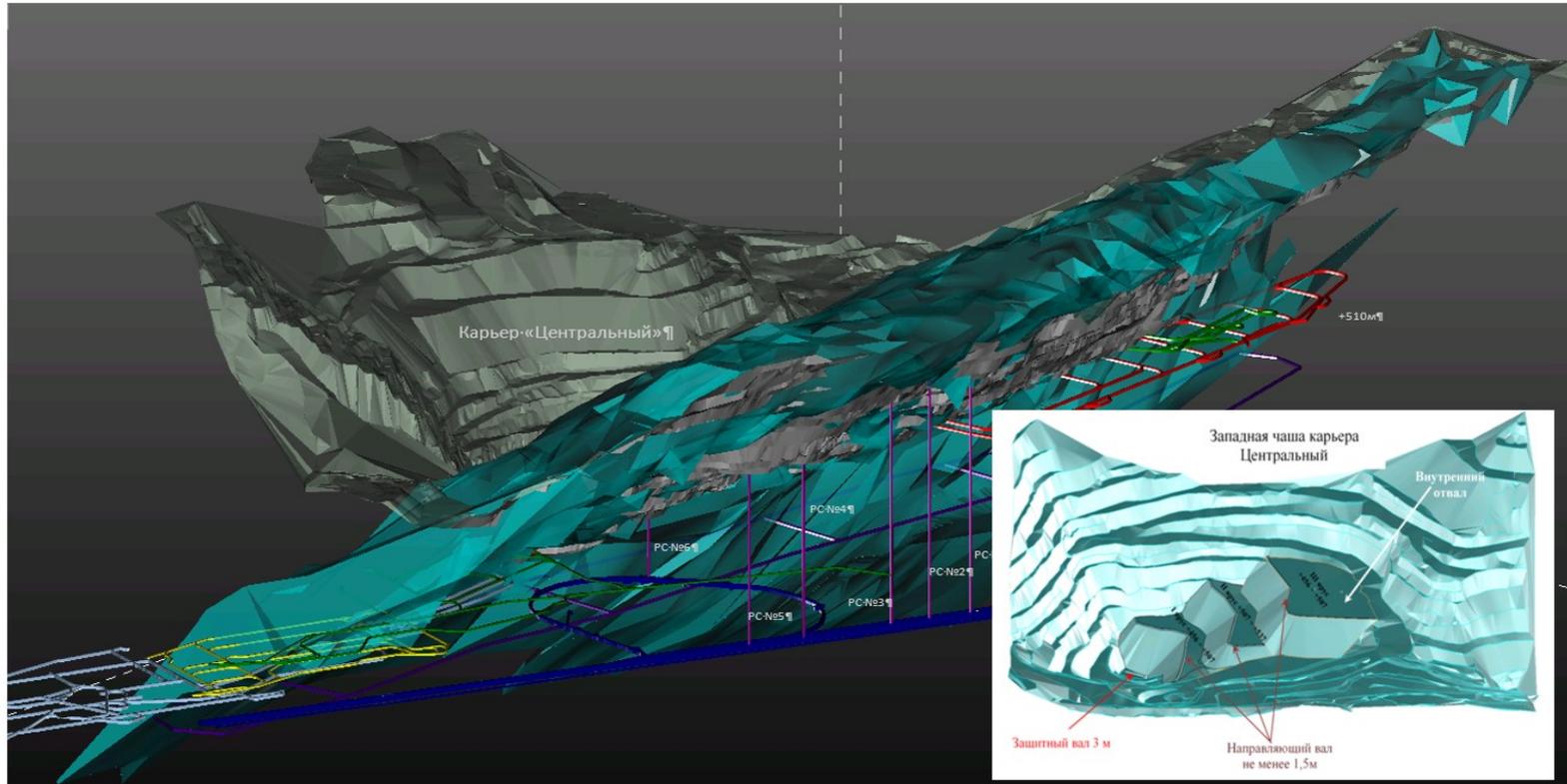


Рис. 4.28. Модели ОГТ, использованные при разработке технологии отработки запасов месторождения «Плато Расвумчорр»

Отсыпку вскрышных пород для повышения устойчивости рекомендовано производить в три яруса с высотой каждого не более 50 м. По результатам компьютерного моделирования и анализа технических решений по закладке вскрышных пород в выработанном пространстве карьера «Центральный» Восточного рудника можно сделать следующие выводы.

1. Суммарная ёмкость внутреннего отвала в западной чаше карьера составит 4146 тыс. м³ в разрыхленном состоянии.

2. Объём законтурных запасов составляет около 228,7 тыс. м³, в том числе ниже текущей отметки дна +456 м западной чаши карьера «Центральный» около 70 тыс. м³ бедных балансовых и забалансовых руд, подлежащих подземной разработке.

3. При формировании дна западной чаши карьера на отметке +456 м отпадает необходимость в извлечении вскрышных пород при разносе бортов карьера и достижении проектного дна на отметке +445 м с доработкой запасов бедных руд.

4. Складирование вскрышных пород в западной чаше карьера позволит существенно сократить плечо откатки вскрышной породы автотранспортом из рабочей зоны восточной чаши карьера и, как следствие, снизить затраты на добычу руды. В настоящее время плечо откатки вскрышных пород до внешнего отвала составляет около 10 км.

5. Размещение вскрышных пород в выработанном пространстве западной чаши карьера обеспечит частичную горно-техническую рекультивацию карьера.

6. При отработке подкарьерных запасов подземными горными работами формирование отвала в очистном пространстве западной чаши карьера создаст комфортные условия для применения систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород в период отрицательных температур, обеспечит более полное извлечение запасов и повысит безопасность ведения горных работ при обрушении покрывающих пород висячего бока залежи.

4.2. Месторождения Ловозерского массива

4.2.1. Участок «Кедыквырпахк»

Ловозерское редкометальное месторождение лопаритовых руд, открытое в 1934 г., является крупнейшей в России базой редких металлов. Оно представлено согласно залегающей пологой свитой рудных залежей. Изученная толща лопаритового комплекса разделена на пять серий, каждая из которых в верхней части представлена фойяитами, которые сменяются уртитамы, а в нижней части — чередованием люавритов-фойяитов. Отдельные «слои» и «горизонты», называемые маркирующими (уртиты, малиньиты и др., на каждом участке свои), прослеживаясь непрерывно на огромные расстояния по простиранию, сохраняют свою весьма незначительную мощность, менее 1 м, почти без изменений. Мощность других же из них может изменяться от 1 м до 3–5 м, есть рудные залежи мощностью до 10 м, но с относительно низким содержанием и сложным распределением по мощности ПК. В то же время установлено, что по простиранию все они зачастую осложнены флексуобразными перегибами, изгибами амплитудой +5–50 м, наблюдаемыми через 200–1000 м. Для маркирующих горизонтов принята определенная номенклатура, включающая номер серии (римская цифра) и порядковый номер маркирующего горизонта от начала этой серии (арабская цифра).

Исторически сложилось, что при разведке отдельных участков Ловозерского редкометалльного месторождения им давались названия в соответствии с названиями гор, на склонах которых велись работы. Формально оно разделено на двенадцать участков, поэтому до сих пор части по сути единого месторождения имеют разные названия, из которых мы рассмотрим два — «Кедыквырпахк» и «Карнасурт». Они являются продолжением друг друга и имеют идентичное геологическое строение.

В настоящее время балансовые запасы этих двух участков Ловозерского редкометалльного месторождения лопаритовых руд обрабатываются подземным способом рудником «Карнасурт» на двух рудных горизонтах. Рудный горизонт I-4 выходит на поверхность на отметках 450 ... 700 м, прослежен по простиранию на расстояние 3,6 км, по падению — на 1650 м и разрабатывается на участке «Карнасурт». Сверху вниз он сложен уртитам (0,20 ... 0,54 м) и мезократовыми луявритами (0,10 ... 0,48 м). Средняя мощность горизонта в контуре утвержденных кондиций 0,87 м, угол падения составляет 14–16 °. Рудный горизонт II-4 выходит на поверхность на отметках 430 ... 600 м, прослежен по простиранию на расстояние 4,3 км, по падению — на 1950 м и разрабатывается на участках «Карнасурт» и «Кедыквырпахк». В висячем боку он сложен уртитам, в центральной части малиньитами, в лежащем боку фойяитами. Мощность рудного горизонта изменяется от 0,33 до 1,00 м. Средняя мощность горизонта в контуре утвержденных кондиций 0,50 м, угол падения составляет 8–11 °.

В связи с тем что рудный горизонт I-4 представлен уртитам, а II-4 малиньитами, в производственной деятельности рудника они именуется как уртитовый пласт (горизонт I-4) и малиньитовый пласт (горизонт II-4). На обоих пластах отсутствуют чёткие литологические границы, оконтуривание осуществляется по установленному кондициями бортовому содержанию лопарита в пробе 1 %.

Средний минеральный состав руд включает полевой шпат — 48,8 %, нефелин — 26,2 %, эгирин — 19,6 %, лопарит — 3,2 %, остальное — вторичные и акцессорные минералы. Главным рудным минералом является лопарит. Его содержание в руде по уртитовому пласту изменяется от 1,6 до 4,3 %. Распределение оруденения закономерно с максимумом на контакте пород уртитов с мезократовыми луявритами и плавным снижением вверх и вниз от максимума. Содержание лопарита в руде по малиньитовому пласту изменяется от 3,5 до 8,9 %. Распределение оруденения также закономерно с приуроченностью максимума к малиньитам и плавным снижением вверх от максимума.

В связи с малой балансовой мощностью пластов очистные работы в блоках производятся с прирезкой вмещающих пород. Среднее содержание лопарита в прирезаемых (разубоживающих) породах при выемочной мощности 1,2 м, которая утверждена кондициями 2016 г., принято на участках «Карнасурт» и «Кедыквырпахк» соответственно 0,76 и 0,67 %.

Работы, направленные на совершенствование технологии добычи руды в условиях ограниченной мощности РТ, включали решение следующих основных задач: создание моделей объектов рудных залежей участков месторождения по данным разведочных скважин (рис. 4.29); уточнение контуров балансовых запасов в границах очистного блока по результатам опробования в подготовительных выработках; выбор вариантов очистной выемки рудной залежи; технико-экономическое сравнение вариантов очистной выемки рудной

залежи сплошным забоем и с селективной выемкой; обоснование технологии добычи руды с учётом затрат на получение лопаритового концентрата на ОФ.

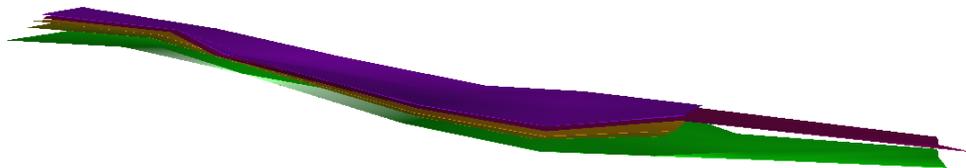


Рис. 4.29. Каркасные модели рудных залежей участка «Карнасурт» Ловозерского месторождения: фиолетовый, вишнёвый, жёлтый, тёмно-зелёный и светло-зелёный — рудные залежи I-3, I-4, I-5, II-1 и II-4 соответственно

Реализация методического подхода к обоснованию технологических схем рассмотрено на примере одного из добычных блоков горизонта +280 м малиньитового пласта на участке «Кедыквырпахк». Предлагается к использованию технология, модельное представление которой дано на рис. 4.30. Для добычи балансовых запасов системой с открытым очистным пространством рудный пласт делят на блоки длиной по падению и простиранию месторождения соответственно около 160 и 300 м.

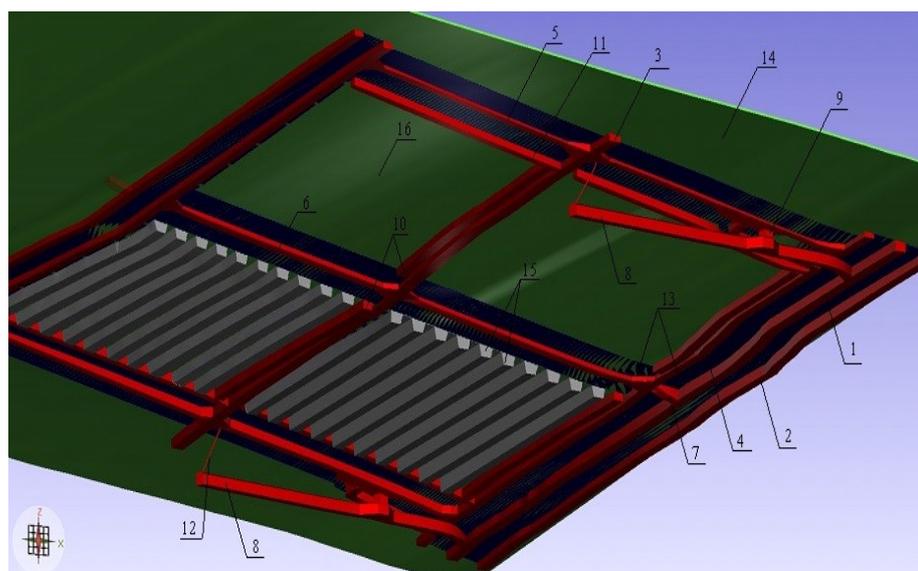


Рис. 4.30. Схема отработки блока системой разработки с открытым очистным пространством парными заходками:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — буро-доставочный штрек 1; 4 — буро-доставочный штрек 2; 5 — блоковый доставочный восстающий; 6 — блоковый вентиляционный восстающий; 7 — вентиляционная сбойка; 8 — квершлаг; 9 — рудоспуск; 10 — нарезной штрек; 11 — нарезной восстающий; 12 — вентиляционная скважина; 13 — целик; 14 — РТ; 15 — парные заходки в отработанной камере; 16 — подготавливаемая к отработке камера

Горно-подготовительные работы включают проходку вентиляционного штрека, блокового наклонного вентиляционного восстающего, блокового наклонного доставочного восстающего и внутриблоковых буро-доставочных штреков. Для транспортирования отбитой горной массы на нижней границе блока проходит рудный откаточный штрек с рельсовым транспортом, который каждые 300 м соединяется с погрузочными заездами, где происходит загрузка руды в вагонетки из блоковых рудоспусков. Откаточный горизонт вентиляционными сбойками соединяют с основными горно-подготовительными выработками блока, по которым свежая струя воздуха поступает в очистные выработки.

В связи с необходимостью оставления над погрузочным заездом охранного целика мощностью не менее 3 м, участок буро-доставочного штрека над погрузочным заездом следует проходить на расстоянии не ближе 35 м от рудного откаточного штрека. При угле падения малиньитового пласта на участке расположения блока 39/25 не более 11° , выполаживание угла наклона выработки, пройденной по плоскости пласта с углом наклона до 8° , достигается проведением её под углом к горизонтальным выработкам. Для эффективной работы ПДМ при доставке руды до рудоспусков блоковые наклонные восстающие проходят под углом не более 70° к основным откаточным и буро-доставочным выработкам блока.

Схема транспортировки рудной массы из проходческих выработок до ствола аналогична схеме транспортировки добытой руды. От ствола она направляется в отвал бедной руды и может быть отнесена в категорию перспективных техногенных месторождений.

Очистные работы в блоке выполняют последовательно на двух подэтажах, каждый из которых внутриблоковым целиком и наклонным вентиляционным восстающим делят на две камеры, поэтому нарезные работы включают проведение отрезных штреков и отрезных наклонных восстающих в каждой из камер. Процессы для варианта очистной выемки сплошным забоем с прирезкой вмещающих пород и применением в условиях утвержденных кондициями выемочной мощности 1,2 м низкопрофильного самоходного оборудования выполняются в блоке одновременно в разных частях забоя, обеспечивая эффективность использования его во времени.

Расчёт параметров целиков выполнен в соответствии с методикой [95]. Их ширина по простиранию малиньитового пласта и ведения горных работ на глубине до 500 м имеет следующие значения: надштрековый — 6,5 м; подштрековый — 6,0 м; междублоковый — 27 м; внутриблоковый — 27 м.

Для создания благоприятных условий подачи вентиляционного воздуха вдоль буро-доставочных штреков на всю их длину через каждые 5 м необходимо оставлять целики прямоугольной формы, которые ориентированы длинной стороной вдоль оси выработки (минимально допустимые их размеры в плане 3×1 м). Вентиляционный штрек от смежных камер отделяют ленточным целиком с просечками, которые по мере продвижения фронта горных работ в камере закрывают перемычками. Их ширина в зависимости от глубины ведения горных работ изменяется от 1 до 2 м.

Вариант системы разработки с открытым очистным пространством с выемкой малиньитового пласта в блоке 39/25 парными заходками с подрывкой пород лежащего бока в первой заходке без перемешивания отбитой руды и породы от рассмотренного выше варианта этого же класса отличается только технологией

очистных работ. Очистную выемку в блоке производят по простиранию месторождения с отбойкой руды в сторону падения пласта. Доставка породы от подрывки пород лежачего бока в каждой из пар заходок и её размещение осуществляют в соседнюю со смежной парой заходок доставочную траншею при выемке балансовых запасов камеры одной парной заходкой. В случае выемки балансовых запасов камеры несколькими парными заходками доставку и размещение породы осуществляют в смежные камеры отработанного блока. Крепление кровли в призабойном пространстве производят только в первой заходке, так как во второй заходке горнорабочие не находятся.

4.2.2. Месторождение эвдиалитовых руд «Аллуайв»

Месторождение в настоящее время находится в нераспределенном фонде недр Российской Федерации. Оно расположено в центральной части Кольского полуострова, в пределах Ловозерского щелочного массива. Район является экономически развитым. В 12 км к северу от участка находится пос. Ревда, где базируется Ловозерский горно-обогатительный комбинат. Непосредственно вблизи северного контура месторождения (в 5 км к северо-западу) расположена промплощадка рудника «Карнасурт», а в 3 км западнее промплощадка закрытого рудника «Умбозеро».

В 1989–1992 гг. была выполнена предварительная разведка эвдиалит-лопаритовых руд (порфировых ювитов) с попутной оценкой эвдиалитовых, лопарит-эвдиалитовых и мурманит-ловозеритовых руд [96]. Месторождение «Аллуайв» является наиболее богатой по содержанию ZrO_2 частью эвдиалитового комплекса и представляет собой пластообразное рудное тело в приповерхностной зоне нагорного плоскогорья гор Аллуайв (1051 м), Кедыквырпахк (1119 м) и Ангвундасчорр (1116 м).

Эвдиалитовый комплекс представляет собой пластовое, грубо расслоенное тело мощностью от 100 до 800 м. Максимальная мощность эвдиалитового комплекса приурочена к центральной части эвдиалитовой дуги. Положение контактовой поверхности комплексов в целом согласное верхним слоям дифференцированного комплекса.

В 1998 г. по результатам сравнительного анализа месторождений циркония в России эксперты Министерства природных ресурсов и экологии Российской Федерации (МПР РФ) оценили эвдиалитовый массив как «уникальный геологический объект с огромными ресурсами комплексных цирконий-редкоземельно-ниобиевых руд», способный удовлетворить потенциальные потребности в цирконии, иттрии и ниобии российских потребителей, а также он позволит стране стать заметным их экспортером на мировом сырьевом рынке [97]. Сложен эвдиалитовый комплекс эвдиалитсодержащими разностями нефелиновых сиенитов: лувявритами, фойяитами и их переходными разновидностями.

В качестве одного из первоочередных объектов разработки рассматривается участок богатых эвдиалитовых руд размерами 2300 на 700 м на платообразном плоскогорье на глубинах от поверхности до 100 м. Запасы участка оценены более чем в 500 млн т бедных эвдиалитовых руд с содержанием

эвдиалита около 16 % и около 50 млн т богатых эвдиалитовых руд с средним содержанием эвдиалита 22 % [96].

В Горном институте Кольского научного центра РАН выполнены работы по оценке перспектив освоения данного участка, в рамках которых созданы модели топографической поверхности района (рис. 4.31) и эвдиалитового рудного тела (рис. 4.32), сформирована БД геологического опробования, на основе которой построена блочная модель РТ (рис. 4.33). Выполнено моделирование двух вариантов границ карьеров для различных бортовых содержаний (рис. 4.34 и 4.35) [98], сделан расчет основных технологических процессов.

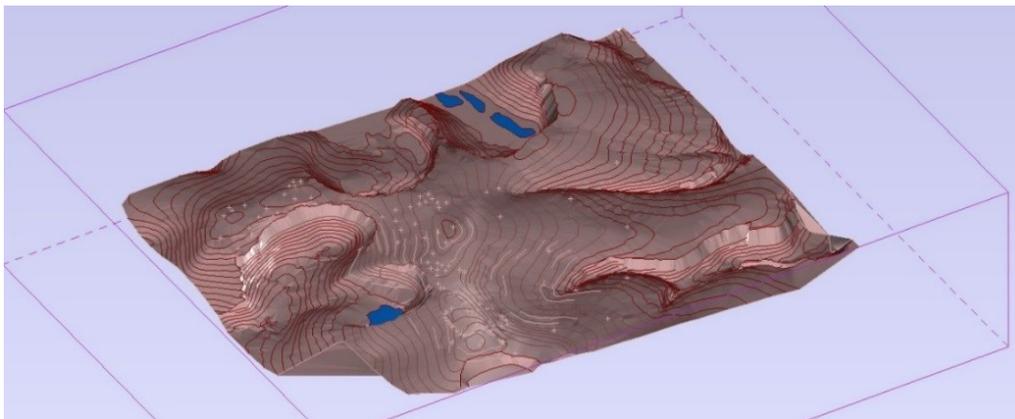


Рис. 4.31. Каркасная модель рельефа поверхности месторождения

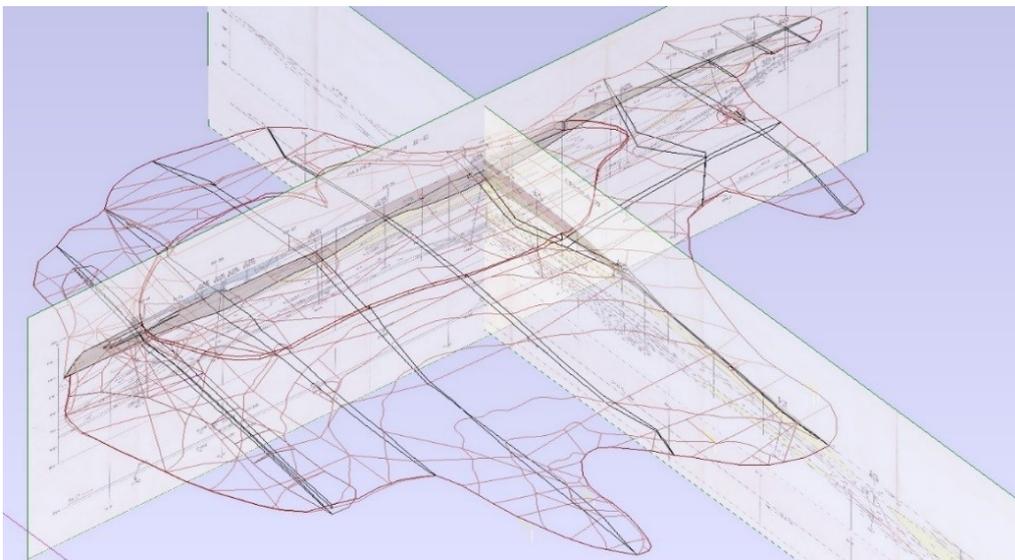


Рис. 4.32. Каркасная модель РТ 1_4С2

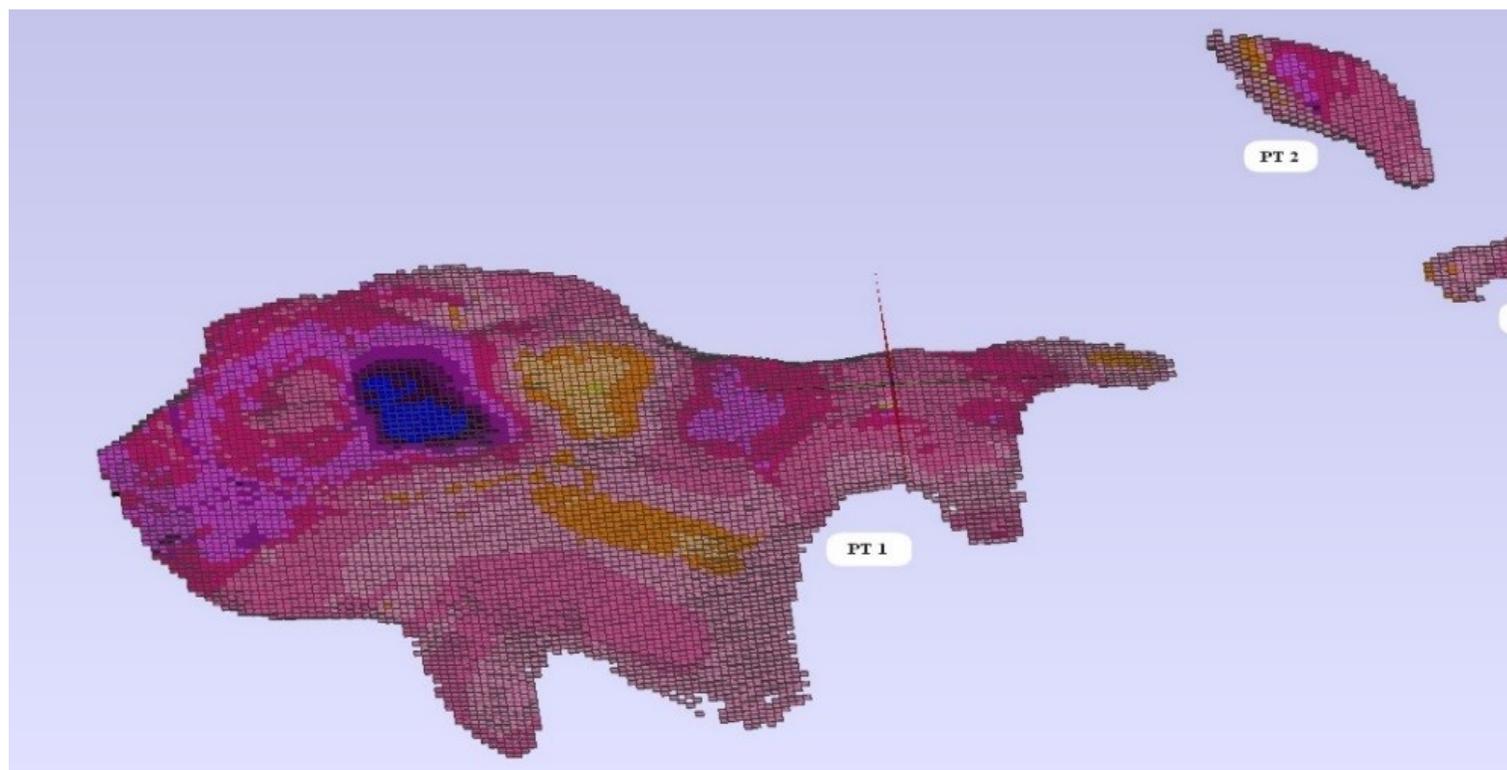


Рис. 4.33. БМ PT 1, 2, 3 с раскраской по содержанию ZrO_2

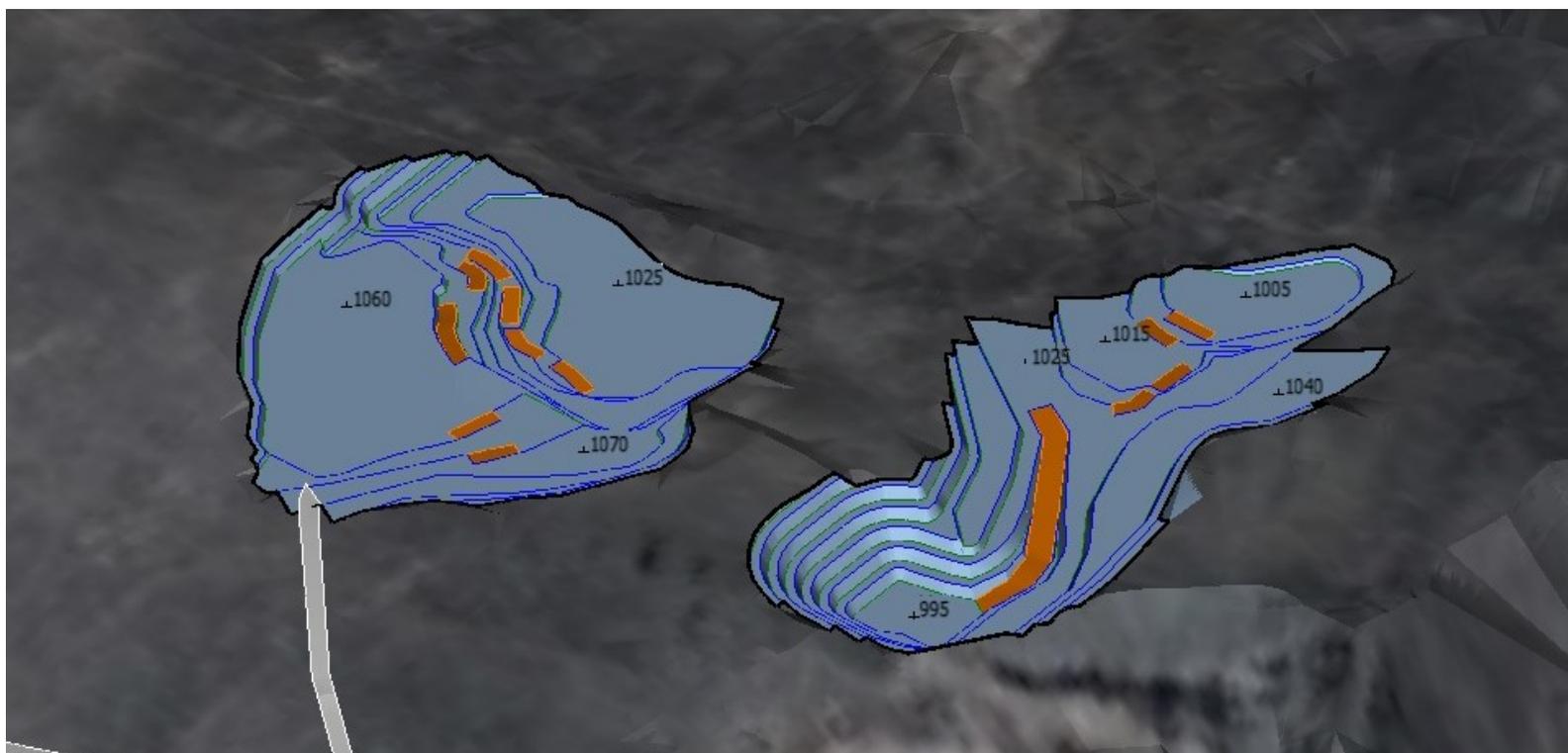


Рис. 4.34. Модели двух участков первоочередного карьера

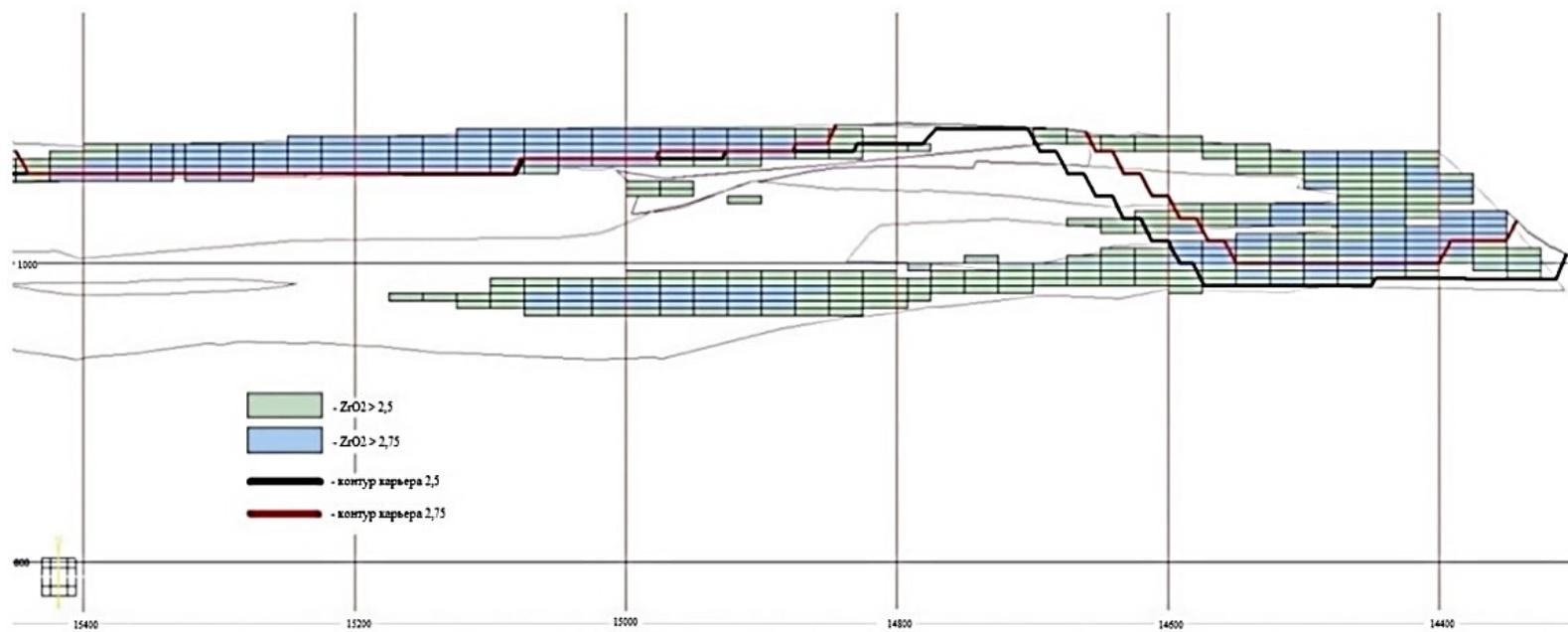


Рис. 4.35. Поперечный разрез по БМ месторождения «Аллуйв» с контурами границ карьера

Так как производительность рудника небольшая, на погрузочно-доставочных работах были выбраны электрический экскаватор ЭКГ-5А и АС марки БелАЗ-7540 грузоподъемностью 30 т. Для усреднения качества руд и обеспечения непрерывной работы ОФ предложено применение промежуточного буферно-усреднительного склада.

Одной из ключевых особенностей ГГУ разработки данного участка является его нагорное расположение на отметках 1000–1100 м, в то время как обогатительный комплекс располагается на отметке +400 м, что на 600 м ниже. Это обстоятельство, а также нахождение месторождения в субарктических природно-климатических условиях, близких условиям месторождения «Плато Расвумчорр», расположенного в Хибинском массиве, предопределяет транспортирование добываемой руды сверху вниз, что является достаточно сложной технической задачей. Поэтому в качестве технологической альтернативы применения автомобильного транспорта был рассмотрен комбинированный автомобильно-канатный транспорт с применением ГКД. В горных, пересеченных, труднодоступных местностях ГКД способны обеспечивать перевозки по кратчайшему расстоянию с относительно небольшими затратами [99].

Инвестиционный анализ проекта освоения участка выполнен для двух вариантов производительностей и двух транспортных схем — традиционной автосамосвалами и с применением грузовой канатной подвесной дороги [98, 100]. Инвестиционный анализ показал, что даже при пессимистичном уровне цен проект освоения участка показывает высокие инвестиционные показатели при доле сырьевой составляющей в конечной стоимости товарной продукции, равной 40 %. Проблемами освоения месторождения являются необходимость полной реализации попутных полезных компонентов и отсутствие в России перерабатывающей редкоземельной промышленности, а также связанные с этим вопросы справедливого распределения формируемой горной ренты между всеми звеньями добывающих и перерабатывающих производств [101].

Технико-экономический анализ схем магистрального транспорта показал, что схема с использованием ГКД в данных условиях эффективней автотранспортной схемы в 1,5–2 раза. Также выполнен укрупненный технико-экономический расчёт вариантов транспортирования руды до ОФ Умбозерского ГОКа через подземные горные выработки. Для транспортирования руды были рассмотрены варианты транспортных систем, включающих в себя виды транспорта (железнодорожный, конвейерный и автомобильный с двигателями внутреннего сгорания), подземные горные выработки и горно-шахтное оборудование. Моделирование транспортных схем осуществлялось с помощью инструментов ГГИС MAINFRAME. Одна из цифровых моделей схемы вскрытия запасов месторождения для транспортной системы с автомобильным транспортом представлена на рис. 4.36.

При расчете капитальных затрат для трех вариантов схем транспортирования учитывались расходы на строительство подземных горных выработок, приобретение и монтаж оборудования для погрузки и транспортирования руды. Расчет эксплуатационных затрат включал в себя затраты на оплату труда, социальные отчисления, ремонтный фонд, амортизационные отчисления и расходы на электроэнергию / топливо.

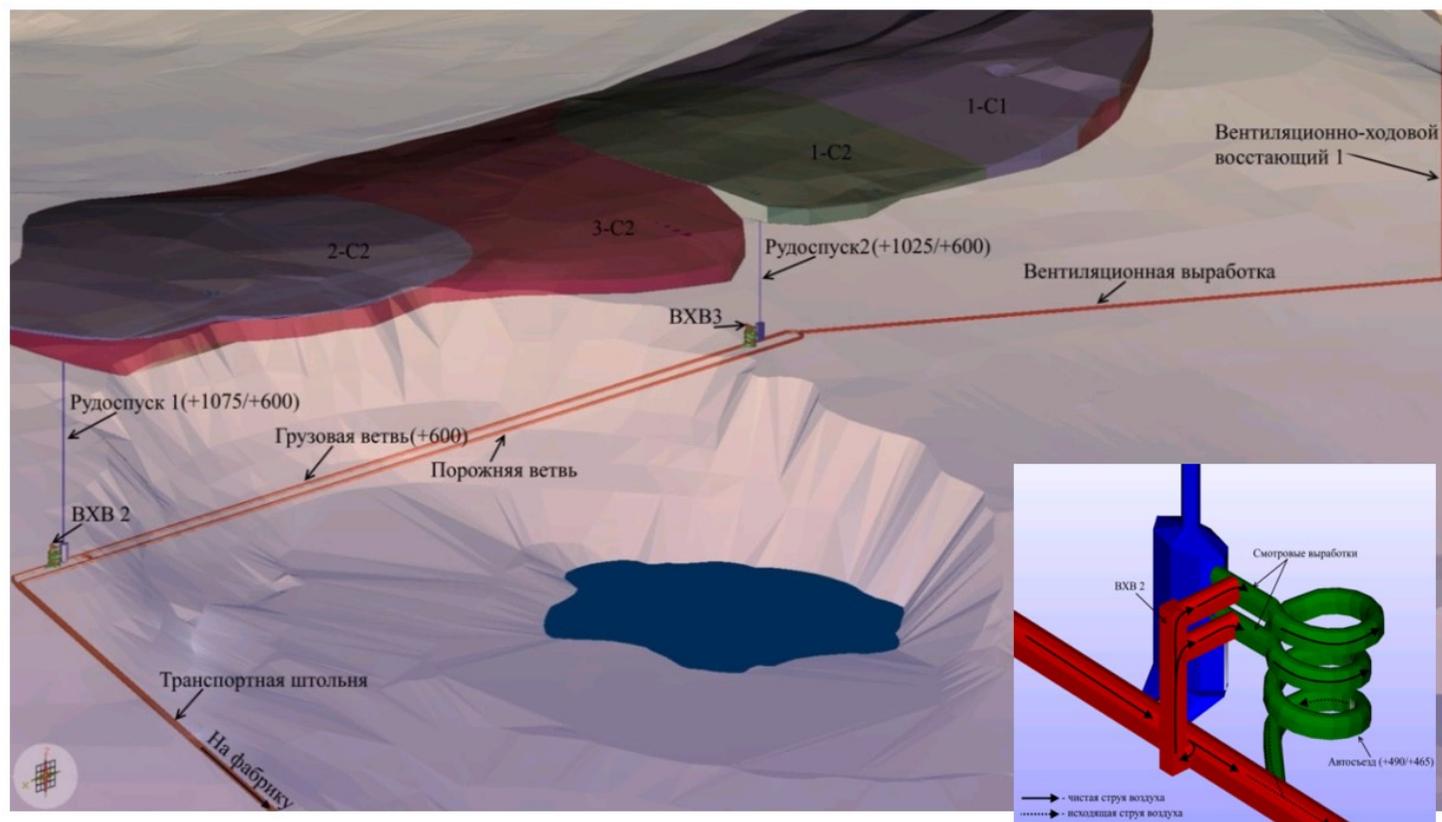


Рис. 4.36. Цифровая модель схемы вскрытия запасов месторождения для транспортной системы с автомобильным транспортом

Анализ расчета капитальных затрат показал, что самым предпочтительным является вариант с железнодорожным транспортом. Конвейерный транспорт является более капиталоемким вариантом (на 15,5 %) с наименьшим сроком строительства. Максимум инвестиционных вложений приходится на вариант с автомобильным транспортом, что связано с большими затратами на строительство подземных горных выработок.

По сумме эксплуатационных затрат наиболее экономичным является вариант с железнодорожным транспортом за счет меньшего штата сотрудников и потребления электроэнергии. Наименее привлекательным вариантом является транспортирование с использованием автомобильного транспорта в связи со значительными затратами на дизельное топливо и амортизационные отчисления.

Таким образом, наиболее инвестиционно привлекательным является вариант с железнодорожным транспортом. Применение схемы транспортирования руды через подземные выработки по сравнению с перевозкой её по поверхности обладает следующими преимуществами: прокладка трассы от выемочных участков до ОФ по кратчайшему расстоянию; снижение влияния сложной климатической обстановки при разработке нагорного месторождения в условиях Крайнего Севера и вредного воздействия на окружающую среду; возможность использования подземного транспортного горизонта для вскрытия и отработки подземных запасов как верхних, так и нижних ярусов месторождения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Современные тенденции развития горной промышленности диктуют необходимость широкого применения цифровых технологий в практике инженерного обеспечения горных работ, что наряду с все более широким использованием цифровых платформ для автоматизации технологических процессов формирует новую идеологию проектирования, планирования, геологического и маркшейдерского обеспечения горных работ. Ключевое значение при этом приобретает информационная система, обеспечивающая формирование единого цифрового пространства горнодобывающего предприятия на основе моделирования объектов горной технологии и предоставления средств коллективного доступа к базам данных моделей геологических и технологических объектов. Применительно к задачам, решаемым в горной промышленности, такие системы получили название горно-геологических информационных систем. В Горном институте Кольского научного центра РАН такая система (MINEFRAME) создана и успешно развивается уже на протяжении более двадцати лет.

ГГИС MINEFRAME оперирует понятными для горного инженера терминами и обладает необходимым функционалом для решения большого круга задач горной технологии. Архитектура ГГИС обеспечивает режим совместной работы коллектива технических специалистов, осуществляющих процесс инженерного обеспечения горных работ. Обладая гибкостью в настройках, ГГИС даёт возможность при работе в едином цифровом пространстве предприятия создавать специфические для каждого специалиста модели горно-геологических объектов, пользоваться результатами работы всего коллектива. При этом исчезают преграды информационным потокам между маркшейдерскими, геологическими и технологическими отделами, которые зачастую возникают из-за использования разнородных программных средств и связанных с ними проблем экспорта / импорта данных.

Предложенная и реализованная концепция формирования ГГИС, базирующаяся на сочетании методов управления реляционными базами данных, трехмерного моделирования объектов горной технологии, генерации горно-графической документации и автоматизации решения горно-геологических задач, создаёт инструментальную основу для реализации компьютерной технологии проектирования, планирования и сопровождения горных работ.

Результаты исследований Лаборатории теории комплексного освоения и сохранения недр Горного института Кольского научного центра РАН показывают возможности цифровых технологий на примере российской ГГИС MINEFRAME и создают хорошую теоретическую и практическую базу для реализации идеи создания цифровой модели горнодобывающего предприятия, построенной на моделировании объектов и процессов горной технологии, которое является информационной основой принятия управленческих и технологических решений, мониторинга геомеханических и технологических процессов, дистанционного управления технологическим оборудованием.

ЛИТЕРАТУРА

1. The digital disconnect: problem or pathway? [Электронный ресурс]. URL: http://cdn2.audiencemedia.com/var/site_351/storage/original/application/19ca6fd6d88366be31f04209f8c45636.pdf.
2. Building Information Modeling — технологии XXI века [Электронный ресурс] // УЦСС: сайт [2014–2014]. Дата обновления: 13.08.2014. URL: <http://www.uscc.com.ua/ru/infocentr/stati-i-intervyu/building-information-modeling-tekhnologii-xxi-veka.html> (дата обращения: 13.08.2014).
3. Gavin Yeates, “Gavin Yeates Consulting Pty Ltd”. Технологическая революция в горной отрасли, или как «промышленность 4.0» изменит основы мировой добычи [Электронный ресурс] // Золотодобыча: сайт. URL: <https://zolotodb.ru/article/11672> (дата обращения: 23.01.2018).
4. Джефф Хэмилтон. Взгляд в будущее, или какие изменения грядут в добывающей промышленности до 2050 года [Электронный ресурс] // Хабр: сайт. URL: <https://habr.com/ru/company/ds/blog/434598/> (дата обращения: 23.01.2018).
5. Клаус Шваб. Четвертая промышленная революция [Электронный ресурс] // ЛитРес: сайт. URL: https://www.litres.ru/pages/view_quote/?id=511f26680b1048f7ac211252d23f5b48 (дата обращения: 23.01.2018).
6. Капутин Ю. Е. Системы контроля содержаний (Grade Control) на горных предприятиях. СПб.: Недра, 2012. 330 с.
7. Karageridis I. K. Current State of Integrated Software Solutions for the Mining Industry // The Masterbuilder. 2009. April. P. 79–82.
8. Наговицын О. В., Лукичев С. В. Горно-геологические информационные системы — история развития и современное состояние. Апатиты: КНЦ РАН, 2016. 196 с.
9. Наговицын О. В., Лукичев С. В. Современное состояние и перспективы развития горно-геологических информационных систем // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S23. С. 53–67.
10. Цифровые технологии инженерного обеспечения горных работ — первый шаг к созданию «умного» добычного производства / С. В. Лукичев и др. // Горный журнал. 2018. № 7. С. 86–90.
11. Козырев А. А., Панин В. И., Семенова И. Э. Опыт применения экспертных систем оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород для выбора безопасных способов отработки рудных месторождений // Записки Горного института. 2012. Т. 198. С. 16–23.
12. Technological and geomechanical modelling for mining safety improvement / A. A. Kozыrev et al. // Proceedings of the 37th International Symposium APCOM 2015. Fairbanks, Alaska, 2015. P. 411–419.
13. Подходы к решению задач проектирования и планирования горных работ в системе MINFRAME / С. В. Лукичев и др. // Горный журнал. 2015. № 8. С. 53–57.
14. Белгородцев О. В., Савин Е. М. Планирование подземных горных работ в программном комплексе MINEFRAME // Сборник докладов Всероссийской научно-технической конференции с международным участием (24–27 сентября 2013 г.). Апатиты; СПб., 2013. С. 318–321.

15. Gromov E. V., Belogorodcev O. V. Design of technological flowsheets for ore preconcentration and waste rocks disposal in mined space // International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM. 2015. Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining (18–24 June 2015, Bulgaria, Albena). Vol. 3, Exploration and Mining, Applied and Environmental Geophysics. P. 203–210.
16. Гурин К. П., Шишкин А. С. Использование блочного представления массива горных пород для моделирования границы отрыва при взрыве скважинных зарядов // Геотехнология и обогащение полезных ископаемых: мат-лы VI Школы молодых ученых. Апатиты, 2015. С. 32–36.
17. Datamine: сайт. URL: www.dataminesoftware.com (дата обращения: 27.11.2019).
18. Micromine: сайт. URL: www.micromine.com (дата обращения: 27.11.2019).
19. GEOVIA: сайт. URL: www.geovia.com. (дата обращения: 27.11.2019).
20. Maptek: сайт. URL: www.maptek.com (дата обращения: 27.11.2019).
21. ABB Ventyx: сайт. URL: www.ventyx.com/en/industry/mining. (дата обращения: 27.11.2019).
22. Carlson Software: сайт. URL: www.carlsonsoftware.com (дата обращения: 27.11.2019).
23. Лукичев С. В., Наговицын О. В. Компьютерная технология инженерного обеспечения горных работ при освоении месторождений твёрдых полезных ископаемых // Горный журнал. 2010. № 9. С. 15–20.
24. Мельников Н. Н., Лукичев С. В., Наговицын О. В. Компьютерные технологии — от разведки недр до планирования горных работ // Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ: сб. тр. Всероссийской научной конференции с международным участием (23–26 сентября 2008 г.). Апатиты; СПб.: Реноме, 2009. С. 9–18.
25. Shannon C. E., Weaver W. The Mathematical Theory of Communication, Urbana, 1949: University of Illinois Press. (Foreword by Richard E. Blahut and Bruce Hajek); reprinted in 1998.
26. Внедрение системы автоматизированного планирования и сопровождения горных работ / С. В. Лукичев и др. // Горный журнал. 2004. № 9. С. 78–80.
27. Лукичев С. В., Наговицын О. В. Автоматизированная система MineFrame 3.0 // Горная промышленность. 2005. № 6. С. 32–35.
28. Наговицын О. В., Лукичев С. В. Развитие методов моделирования горно-геологических объектов в системе MINEFRAME // Информационные технологии в горном деле: доклады всероссийской научной конференции с международным участием (12–14 октября 2011 г.). Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. С. 142–147.
29. К вопросу о методике выделения рудных интервалов при подсчете запасов / И. А. Карпенко и др. // Маркшейдерия и недропользование. 2009. № 1 (39). С. 7–18.
30. Каменев Е. А. Поиски, разведка и геолого-промышленная оценка апатитовых месторождений хибинского типа. Л.: Недра, 1987. 188 с.
31. Степачева А. В., Андреев А. А., Звонарева С. В. Моделирование горно-геологических объектов в среде MINEFRAME. Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, геомеханики, специальных горных работ и горных технологий // Материалы 12-го Международного симпозиума «Освоение

месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях» (20–24 мая 2013 г.). Белгород: ВИОГЕМ, 2013. С. 252–261.

32. Корниенко А. В., Шишкин А. С. Автоматизация маркшейдерского обеспечения горных работ в ГГИС MINEFRAME // Труды Ферсмановской научной сессии ГоИ КНЦ РАН. 2017. № 14. С. 303–305.
33. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Самообрушение руды при подземной добыче: учеб. пособие. М. Изд-во Московского государственного горного университета, 2006. 283 с.
34. Laubscher D. H. A geomechanics classification system for rating of rock mass in mine design // Journal South African Inst. of Mining and Metallurgy. 1990. No. 10. P. 257–273.
35. Леонтьев А. А., Едигарьев В. Г., Бессонов И. И. Информационно-методическое обоснование параметров ресурсосберегающей технологии добычи руды // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2001. № 4. С. 198–205.
36. Леонтьев А. А., Едигарьев В. Г., Билин А. Л. Развитие методологии выбора и технико-экономической оценки параметров геотехнологии при разработке рудных месторождений полезных ископаемых // Труды Конференции «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды» (с участием иностранных ученых) (29 июня — 2 июля 2010 г.). Новосибирск: Институт горного дела СО РАН, 2010.
37. Леонтьев А. А., Билин А. Л. Техничко-экономическая оценка параметров геотехнологии при решении задач в плоской и объемной постановке на основе блочных моделей рудных тел // Materialy IX mezinarodni vedecko-praktika conference «Moderni vymozenosni vedy — 2013» (27.01.2013–5.02.2013) Dil. 77. Technicke vedy. Praha: Publishing House «Education and Science» s.r.o. P. 69–72.
38. Громов Е. В., Билин А. Л. Оценка инвестиционной привлекательности разработки месторождения «Партомчорр» // Вестник КНЦ РАН. 2014. № 4 (19). С. 76–82.
39. Laubscher D. H., Jacubec J. The MRMR Rock Mass Classification for jointed rock masses // Foundations for Design. Brisbane, 2000. P. 475–481.
40. Панин В. И., Рыбин В. В., Константинов К. Н. Новая информация о физических свойствах руд и пород месторождений Кольского полуострова и её использование в проектах развития горнодобывающих предприятий региона // Мониторинг природных и техногенных процессов при ведении горных работ: сб. докл. всероссийской научно-технической конференции с международным участием (24–27 сентября 2013 г.). Апатиты; СПб., 2013. С. 155–160.
41. Рыбин В. В., Калюжный А. С., Потапов Д. А. Геомеханическое обоснование параметров борга карьера на месторождении «Олений ручей» и мониторинг его устойчивости // Мониторинг природных и техногенных процессов при ведении горных работ: сб. докл. всероссийской научно-технической конференции с международным участием (24–27 сентября 2013 г.). Апатиты; СПб., 2013. С. 180–187.

42. Haines A. & Terbrugge P. J. Preliminary estimation of rock slope stability using rock mass classification systems // Proc. 7th Cong. on Rock Mechanics. ISRM. Aachen, Germany // ed. W. Wittke, publ. Balkema, Rotterdam, 1991. P. 887–892.
43. Рыбин В. В., Потапов Д. А., Калужный А. С. Районирование карьерного поля месторождения Олений Ручей по глубине с использованием геомеханической классификации профессора Д. Лобшира // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 44–52.
44. Наговицын О. В., Степачева А. В., Звонарева С. В. Особенности моделирования объектов геологической среды при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. Информационные технологии в реализации экологической стратегии развития горнодобывающей отрасли // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 10 (специальный выпуск 23). С. 214–221.
45. Капутин Ю. Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. СПб.: Недра, 2002. 424 с.
46. Lukichev S. V., Gromov E. V., Lobanov E. A. Evaluation of prospects for apatite-nepheline mining at Partomchorr // Eurasian mining. 2017. No. 1. P. 10–13.
47. Lukichev S., Bilin A., Toropov D. Iterated method for defining optimal boundaries of Open-Pit // 16th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2016 (30 June — 6 July 2016, Bulgaria, Albena). Book 1. Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. Vol. 2. Exploration and Mining. Mineral Processing. P. 513–518.
48. Наговицын О. В., Билин А. Л., Смагин А. В. Оптимизация границ карьеров на основе алгоритма проф. С. Д. Коробова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2002. № 7. С. 244–246.
49. Методические рекомендации по курсовому проектированию по дисциплине «Процессы открытых горных работ» / сост. А. Л. Билин. Апатиты: Изд-во КФ ПетрГУ, 2015. 76 с.
50. Lerchs H. and Grossmann I. F. Optimum Design of Open Pit Mines // The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin. 1965. Vol. 58, January. P. 47–54.
51. Whittle J. A decade of open-pit mine planning and optimization — the craft of turning algorithms into packages // Proceedings of the 28th International Symposium — APCOM'99, Golden, Colorado, USA, October 1999.
52. Коробов С. Д. Метод определения оптимальной конфигурации карьера на вертикальном разрезе // Проблемы создания САПР горнодобывающих предприятий. Тула: ТПИ, 1977.
53. Арсентьев А. И. Законы формирования рабочей зоны карьера: учеб. пособие. Л.: ЛГИ, 1986. 54 с.
54. Наговицын О. В., Лукичев С. В., Алисов А. Ю. Создание единой геолого-маркшейдерской информационной среды для планирования открытых горных работ в системе MINEFRAME // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. № 2. С. 336–342.
55. Наговицын О. В., Алисов А. Ю. Автоматизация процессов текущего и оперативного планирования открытых горных работ в системе MINEFRAME // Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ: сб. тр. всероссийской научной конференции с международным участием (23–26 сентября 2008 г.). Апатиты; СПб.: Реноме, 2009. С. 118–123.

56. Наговицын О. В., Лукичев С. В., Алисов А. Ю. Автоматизированное планирование открытых горных работ в системе Mineframe // Информационные технологии в горном деле: доклады всероссийской научной конференции с международным участием (12–14 октября 2011 г.). Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. С. 135–141.
57. Наговицын О. В., Лукичев С. В., Алисов А. Ю. Организация автоматизации инженерного обеспечения при ведении открытых горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2012. № 9. С. 32–40.
58. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев): утв. Распоряжением МПР России № 37-р. от 5 июня 2007 г. М.: НП НАЭН, 2007. 60 с.
59. Горное дело / Афанасьев Ю. Л. и др. М.: Недра, 1973. 384 с.
60. Юматов Б. П., Секисов Г. В., Буянов М. И. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах. М.: Недра, 1987. 183 с.
61. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М. И. Агошков и др. М.: Недра, 1974. 312 с.
62. Яковлев В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. Новосибирск: Наука. Сиб. отделение, 1989. 240 с.
63. Наговицын Г. О. Оптимизация местоположения карьерных рудоспусков с использованием методов компьютерного моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S23. С. 203–213.
64. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
65. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: Приказ Ростехнадзора № 599 от 11 декабря 2013 г.: зарегистр. в Минюсте России 2 июля 2014 г. № 32935. М., 2014. 116 с.
66. Томаков П. И., Манкевич В. В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений: учеб. пособие для вузов по направлению «Горное дело». Изд. 2-е. М.: Изд. Моск. горн. ун-та, 2000. 611 с.
67. Инструкция № 142 по безопасной эксплуатации отвалов Центрального рудника производственного объединения «Апатит» имени С. М. Кирова. Апатиты: Изд. Кольского филиала АН СССР, 1984. 26 с.
68. Инструкция № 148 по безопасной эксплуатации отвалов Восточного рудника производственного объединения «Апатит» имени С. М. Кирова. Апатиты: КНЦ АН СССР, 1988. 26 с.
69. Корниенко А.В., Гурин К.П. Автоматизированное проектирование массовых взрывов при ведении открытых и подземных горных работ // Материалы 12-го Международного симпозиума «Освоение месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях» (20–24 мая 2013 г.). Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, геомеханики, специальных горных работ и горных технологий. Белгород: ВИОГЕМ, 2013. С. 284–295.
70. Лукичев С. В. Управление подземными массовыми взрывами при отбойке руд с использованием компьютерных технологий: автореф. дис. д-ра тех. наук / ГоИ КНЦ РАН. Апатиты, 2000. 40 с.

71. Корниенко А. В. Развитие методов автоматизированного проектирования карьерных массовых взрывов на основе моделирования условий взрывания и параметров разрушения: автореф. дис. ... канд. тех. наук: 25.00.20. Апатиты, 2011. 22 с.
72. Лукичев С. В., Шишкин А. С., Корниенко А. В. Моделирование процесса разрушения массива и формирования границы отрыва при массовом взрыве скважинных зарядов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S23. С. 194–202.
73. Лукичев С. В., Дьяков А. Ю., Шишкин А. С. Геоинформационные методы анализа результатов геодезических и геофизических исследований при оценке результатов карьерных массовых взрывов // Проблемы недропользования. 2016. № 3 (10). С. 89–95.
74. Руденко В. В., Дробышева Л. А. Теоретические особенности оптимизации потерь и разубоживания многокомпонентных руд в приконтактной зоне // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2000. № 6. С. 28–31.
75. Типовые методические указания по нормированию потерь твёрдых полезных ископаемых при добыче. М.: Госгортехнадзор, 1972. 224 с.
76. Курчин С. Г., Вохмин С. А., Кытманов А. А. Влияние формы геологического контакта на величину потерь при отработке приконтактных зон // Записки Горного института. 2007. Т. 223. С. 37–43.
77. Инструкция по учёту состояния и движения запасов, определению, планированию и нормированию количественных и качественных потерь апатит-нефелиновых руд на рудниках ПО «Апатит» им. С. М. Кирова. Апатиты, 1992.
78. Практика оптимизации рудных запасов при подготовке публичной отчётности по кодексу JORC в ОАО «Полиметалл» / В. Н. Цыплаков и др. // Недропользование XXI век. 2012. № 1. С. 46–53.
79. Cut-off Grade-based Sublevel Stope Mine Optimisation [Электронный ресурс] // URL: <https://www.coursehero.com/file/29863255/Cut-off-Grade-based-Sublevel-Stopepdf/> (дата обращения: 23.11.2019).
80. Lane K. The Economic Definition of Ore, Cut-Off Grades in Theory and Practice // Mining Journal Books Limited. London, 1988. 149 p.
81. Poniewierski P., MacSporran G. and Sheppard I. Optimisation of cut-off grade at Mount Isa Mines Limited's Enterprise Mine // Proceedings MPES 2003. Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2003. P. 531–538.
82. Лукичев С. В., Белгородцев О. В., Громов Е. В. Решение задач определения запасов руды, показателей конструктивных потерь и разубоживания при подземной разработке месторождений в объёмной постановке на основе компьютерного моделирования горно-геологических объектов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 4. С. 199–210.
83. Белгородцев О. В., Громов Е. В., Мельник В. Б. Обоснование систем разработки и их конструктивных параметров в условиях интенсификации добычи при отработке запасов глубоких горизонтов мощных рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 4. С. 122–130.

84. Громов Е. В., Хомкин Е. Е., Неведров А. С. Автоматизированный анализ горно-геологических условий залегания рудных тел в ГГИС MINEFRAME // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 7. С. 216–221.
85. Лукичёв С. В., Шишкин А. С., Гурин К. П. Реализация алгоритма моделирования границы отрыва при проектировании скважинной отбойки // Вестник МГТУ. 2015. Т. 18, № 2. С. 192–197.
86. Леонтьев А. А., Демидов Ю. В., Белоусов В. В. Методика расчёта показателей извлечения полезного ископаемого для системы разработки с поэтажным обрушением и торцевым выпуском руды // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 7. С. 48–55.
87. Инструкция по креплению горных выработок на рудниках открытого акционерного общества «Апатит» / Козырев А. А. и др.; Рос. акад. наук; Кол. научн. центр; Горн. ин-т [и др.]. Апатиты; Кировск, 2010. 62 с.
88. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2016 и 2017 годах». М.: ФГБУ «ВИМС», 2018.
89. Семенова И. Э., Аветисян И. М., Земцовский А. В. Геомеханическое обоснование отработки запасов глубокого горизонта в сложных горно-геологических и геодинамических условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 12. С. 65–73.
90. Lukichev S., Belogorodtsev O., Amosov P. Improvement of a mining technology for near open-pit reserves excavation in the northern conditions // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM 17(13). 2017. P. 415–422.
91. Опыт использования информационных технологий для обоснования проектных решений по освоению месторождения «Олений ручей» / А. Л. Билин и др. // Материалы 12-го Международного симпозиума «Освоение месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях» (20–24 мая 2013 г.). Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, геомеханики, специальных горных работ и горных технологий. Белгород: ВИОГЕМ, 2013. С. 296–308.
92. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М.: Недра, 1970. 319 с.
93. Билин А. Л., Торопов Д. А., Определение параметров участков открытых горных работ на предполагаемом к освоению месторождении «Партомчорр» в условиях экологических ограничений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. Специальный выпуск 23. Информационные технологии в реализации экологической стратегии развития горнодобывающей отрасли. С. 126–133.
94. Билин А. Л., Наговицын Г. О., Казачков С. В. Технологические возможности углубочной системы разработки с группированием уступов на нижних горизонтах карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 7. С. 60–71.
95. Макаров А. Б. Практическая геомеханика: пособие для горных инженеров. М.: Горная книга, 2006. 391 с.
96. Геология рудных районов Мурманской области / В. И. Пожиленко и др. Апатиты: КНЦ РАН, 2002. 359 с.

97. Быховский Л. З., Зубков Л. Б., Осокин Е. Д. Цирконий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. М.: ВИМС, 1998. 120 с.
98. Билин А. Л., Громов Е. В., Торопов Д. А. Сопоставление транспортных схем при освоении месторождения в нагорных условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. Специальный выпуск 23. Информационные технологии в реализации экологической стратегии развития горнодобывающей отрасли. С. 117–125.
99. Земсков А. Н., Полетаев И. Г. Грузовые подвесные канатные дороги — перспективное средство транспортирования полезных ископаемых // Проектирование, производство и эксплуатация машин и механизмов для горнодобывающей промышленности: сб. тр. Пермь: ПКИ Горнефтемаш, 2003. С. 24–30.
100. Бюджетно-техническое предложение № КНО-15-VC-ID1607-01. Doppelmaur Transport Technology GmbH. Австрия, 2015.
101. Билин А. Л. Проблема возрождения редкоземельной промышленности России // VII Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» (Екатеринбург, 10–11 апреля 2018 г.; Уральская горнопромышленная декада, Екатеринбург, 9–18 апреля 2018 г.): сб. докл. Екатеринбург: УГГУ, 2018. С. 373–379.

ISBN 978-5-91137-411-2

