

**Федеральное государственное бюджетное учреждение
Всероссийский научно-исследовательский институт
минерального сырья им. Н.М. Федоровского**



На правах рукописи

ШВАБЕНЛАНД ЕЛЕНА ЕГОРОВНА

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭКОЛОГИЧЕСКИ
СБАЛАНСИРОВАННОЙ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ АПАТИТОВЫХ РУД**

Специальность

25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»

Диссертация

**на соискание ученой степени
кандидата технических наук**

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

Москва-2020

Содержание

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	9
1.1. Особенности геологического строения сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых	9
1.2. Краткая геологическая и горнотехническая характеристика Ошурковского месторождения.....	11
1.3. Анализ опыта применения безвзрывной технологии горных работ при разработке сложноструктурных месторождений	20
1.4. Обоснование параметров безвзрывной технологии добычи полезных ископаемых при открытой разработке сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами	36
1.5. Цель, задачи и методы исследований	43
2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЗАЩИЩЕННОЙ ЗОНЕ.....	46
2.1. Требования к качеству минерально-сырьевых потоков и технологии их формирования при освоении Ошурковского месторождения	46
2.2. Параметры горнотехнической системы комбайновой выемки руды и факторы ее определяющие.....	49
2.3. Разработка геолого-структурной модели Ошурковского месторождения	69
Выводы по главе 2.....	83
3. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АПАТИТОВЫХ РУД.....	85
3.1. Разработка программы и аппарата выполнения исследований.....	85
3.2. Исследование влияния толщины слоя фрезерования, его ширины и ориентации в плане на показатели качества извлекаемой рудной массы	92
3.3. Исследование влияния емкости транспортного средства на показатели качества рудной массы	93
3.4. Оптимизация параметров экологически сбалансированной горнотехнической открытой геотехнологии	96
3.5. Алгоритм выбора параметров горнотехнической системы с комбайновой выемкой сложноструктурных руд	102
3.6. методика оценки потерь и разубоживания руд при разработке сложноструктурного Ошурковского месторождения	113
Выводы по главе 3.....	122

4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО РАЗРАБОТКЕ ОШУРКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ	124
4.1. Рекомендации по разработке Ошурковского месторождения	124
4.2. Оптимизация параметров горнотехнической системы открытых горных работ	126
4.3. Оценка экономической эффективности экологически сбалансированной технологии	128
Выводы по главе 4.....	134
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	137
Литература	141
Приложение – Акт о внедрении результатов диссертационной работы в технический проект разработки месторождения	152

ВВЕДЕНИЕ

В мировой практике горного производства сложилась устойчивая тенденция к повышению требований экологической безопасности, экономически эффективной и рациональной разработке месторождений, комплексному извлечению ценных компонентов при первичной переработке минерального сырья, что обуславливает необходимость разработки новых и расширения области применения существующих технико-технологических решений на основе ресурсосберегающих технологий и оборудования. Особенно сложно выполнять такие требования при разработке сложноструктурных месторождений с относительно невысоким содержанием ценных компонентов в рудах, расположенных в зонах с особым экологическим режимом. Примером такого месторождения является месторождение апатитовых руд Ошурковское, расположенное в охранной зоне реки Селенга, питающей озеро Байкал. Почти полное отсутствие вскрыши и низкая стоимость товарной продукции определяют открытый способ разработки месторождения, однако проведение буровзрывных и иных работ, связанных с интенсивным выделением пыли и газов, в охранной зоне запрещено.

В условиях Ошурковского месторождения для выемки апатитовых руд и вмещающих пород предложено использование фрезерных комбайнов, способных осуществлять основные процессы горного производства – выемку пород без предварительной подготовки (без применения БВР), измельчение до необходимой фракции и погрузку в транспортное средство. Минимизация воздействия технологических процессов на окружающую среду обеспечивает экологическую сбалансированность геотехнологии.

Основная область применения комбайнов фрезерного типа – разработка месторождений полезных ископаемых с пластообразными залежами относительно выдержанного строения. В настоящее время фрезерные комбайны широко используют при разработке месторождений угля, доломита, фосфорита и т. д. Такие месторождения имеют, как правило, значительные размеры в плане и слоистое строение с визуально различимыми границами полезных ископаемых и вмещающих пород. Особенностью Ошурковского месторождения является наличие рудных тел,

визуально не отличающихся друг от друга, но имеющих различные качественные характеристики. Кроме того, месторождение бедное по содержанию P_2O_5 при относительно небольшом различии между содержаниями в кондиционной и некондиционной руде.

В связи с этим, выполнение условий обеспечения качества добытой рудной массы при разработке сложноструктурного месторождения предусматривает селективную выемку руд и вмещающих пород и формирование рудопотоков определенного качества на основе оперативного контроля характеристик добываемого сырья. Контроль над качеством добываемого минерального сырья сложноструктурного месторождения имеет принципиальное значение, так как даже незначительные отклонения от требований перерабатывающих производств могут привести к отрицательным экономическим результатам освоения всего месторождения. Решающим условием формирования рудопотоков определенного качества является наличие метода, позволяющего с высокой степенью надежности разделять рудную массу на единичные выемочные порции с оперативным определением в них содержания ценных компонентов. В данном случае идет речь об определении содержания ценного компонента в каждом загруженном автосамосвале. Поэтому, разработка циклично-поточной открытой геотехнологии с порционной выемкой руд, параметры которой обеспечивали бы оперативный контроль качественных характеристик добытой рудной массы и формирование в процессе погрузочных работ рудопотоков, соответствующих требованиям потребителей, является актуальной научно-практической задачей.

Целью работы – обоснование параметров эффективной экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд с обеспечением заданных качественных характеристик добытой рудной массы.

Идея работы заключается в обеспечении эффективного и экологически безопасного освоения сложноструктурного месторождения апатитовых руд в экологически охранной зоне на основе применения открытой геотехнологии с использованием фрезерных комбайнов для послонно-порционной выемки и управления качеством добытого сырья в процессе загрузки в

транспортные средства путем контроля содержания элемента-спутника радиометрическим методом.

Достижение поставленной цели и реализация идеи обеспечены решением **научно-практических задач**:

- обобщение опыта и систематизация технологических решений по геотехнологии открытой разработки сложноструктурных месторождений комбайнами фрезерного типа;

- установление закономерностей изменения качества рудопотоков минерального сырья в зависимости от параметров геотехнологии;

- разработка технологии, режима и параметров разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд в экологически охранной зоне с обеспечением заданных технологических свойств рудной массы;

- обоснование методов и средств контроля качества апатитовых руд;

- обоснование критериев эффективности технологических решений при разработке сложноструктурных месторождений апатитовых руд;

- разработка методики определения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных месторождений.

Методы исследований включают сбор, обобщение и анализ результатов научных исследований и практического опыта в области разработки сложноструктурных месторождений, моделирование геологического строения месторождения, технологии его разработки фрезерными комбайнами и технологической схемы послойно-порционной выемки, экспериментальные исследования по радиометрическому контролю качества минерального сырья по содержанию элемента-спутника, аналитические и графо-аналитические исследования, статистическую обработку результатов, научное обобщение, технико-экономические расчеты.

Защищаемые научные положения:

1. Эффективность разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд при ограничении техногенной нагрузки на окружающую среду обеспечивается применением открытой геотехнологии с послойно-

порционной выемкой горной массы фрезерными комбайнами с разделением потоков на кондиционные руды, наплаваемые на переработку, некондиционные руды – во временный склад и пустую породу в отвал.

2. Разделение горной массы на потоки следует вести по результатам дискретного экспресс-анализа содержания элемента-спутника стронция в апатите с оценкой содержания P_2O_5 в загружаемом транспортном сосуде.

3. Критерием эффективности горнотехнической системы освоения сложноструктурного месторождения апатитовых руд открытым способом с применением послойно-порционной выемки рудной массы является минимум в отрабатываемом слое месторождения некондиционной руды, направляемой во временный склад, обеспечивающийся выбором направления развития горных работ в соответствии с построенной геологоструктурной моделью месторождения и оптимальной грузоподъемностью автосамосвала, независимо от глубины и ширины отрабатываемого слоя.

Обоснованность и достоверность научных выводов подтверждены результатами исследований технологии послойно-порционной выемки полезного ископаемого и управления качеством рудопотоков при открытой разработке месторождений, оценкой результатов по критерию технико-экономической эффективности применения послойно-порционной выемки рудной массы.

Научная новизна работы в разработанной методике контроля качественных характеристик рудной массы, загружаемой в транспортный сосуд, отличающейся формированием в процессе погрузочных работ потоков минерального сырья с качественными характеристиками, контролируемые на основе установленной прямолинейной корреляционной связи содержания апатита от содержания сопутствующего стронция в выемочной порции рудной массы.

Практическое значение работы в разработке геологоструктурной 3-D модели Ошурковского месторождения, на основе которой обоснованы технические и технологические параметры эффективной и экологически

сбалансированной горнотехнической системы для освоения сложноструктурного месторождения, расположенного в охранной зоне.

Реализация выводов и рекомендаций. Комплекс технических и технологических решений использован при разработке технического проекта освоения Ошурковского месторождения, что подтверждено актом о внедрении результатов работы (Приложение – Акт о внедрении результатов диссертационной работы в технический проект разработки месторождения).

Апробация результатов работы. Основные положения работы докладывались и обсуждались на научных семинарах, научно-технических советах, международных конференциях ОАО «Сибгипрошахт» (г. Новосибирск, 2012 г.), ФГУП «Всероссийский институт минерального сырья им. Федоровского» (г. Москва, 2013-2019 г.), ИГД СО РАН (г. Новосибирск, 2015 г.), ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (г. Магнитогорск, 2015 г., 2019 г.), Министерстве природных ресурсов и экологии РФ (г. Москва, 2015-2019 гг.), ИПКОН РАН (г. Москва, 2019 г.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 12 работ, 10 из которых – в изданиях, рекомендуемых ВАК при Минобрнауки России.

Объем и структура диссертации

Диссертация состоит из 4 глав, введения и заключения, изложенных на 152 страницах машинописного текста, содержит 67 рисунков, 17 таблиц, 1 приложение, список используемой литературы из 107 наименований.

1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1. Особенности геологического строения сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых

В горно-технологической литературе, научную и инженерную область деятельности прочно вошел термин «сложноструктурное месторождение», однако в литературе до сих пор нет его четкого определения: он отсутствует в геологическом словаре (1973 г.) [20], «Горной энциклопедии» (1987 г.) [22] и терминологическом словаре «Горное дело» под научной редакцией академика РАН К. Н. Трубецкого и член-корреспондента РАН Д.Р. Каплунова (2016 г.) [23]. Наряду с этим, термин «сложноструктурное месторождение» впервые был употреблен в работах профессора Б. П. Юматова в начале 60-х годов. [106]. Понятие «сложноструктурное месторождение» связано с геологической характеристикой, предусматривающей сложную форму рудных тел, наличие руд и пород с различными качественными и физико-механическими свойствами, отсутствием четких границ полезного ископаемого и вмещающих структур. К ним может быть отнесено большинство месторождений эндогенного происхождения (магматические, пегматитовые, карбонатитовые, скарновые и гидротермальные).

Несколько иной оттенок данному термину придается при его рассмотрении с горно-технологической точки зрения. При разработке сложного в структурном отношении месторождения неизбежно возникают трудности технологического и технического порядка, связанные с организацией работ, выбором и управлением параметрами технологических процессов и горнотехнической системы в целом. Изменчивость горно-геологических условий разработки месторождений существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор технологических параметров буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и других процессов горного производства. Наряду с этим, эффективность разработки сложноструктурных месторождений во многом зависит от того, какой способ выемки руды применяется в том или ином

конкретном случае. Так, при селективной разработке месторождений сложной морфологии и строения неизбежны технологические трудности при добыче минерального сырья. Низкое среднее содержание ценного компонента и высокое значение коэффициента вариации предъявляют специфические требования к решению теоретических и практических задач обоснования технологии и параметров разработки таких месторождений. Сложность решения этих задач усугубляется и масштабами производства, особенно при высокой производственной мощности карьера [105]. Все эти факторы определяют уникальность карьеров, обрабатывающих сложноструктурные месторождения.

Особенности геологического строения месторождения наряду с горнотехническими сложностями его разработки в данной работе рассматриваются на примере апатитового месторождения Ошурковское, расположенного в бассейне реки Селенга, впадающей в озеро Байкал [62]. Апатитовая минерализация месторождения приурочена к сиенито-диоритам, занимающим около 87 % площади, представлена рудными телами размером от 50x50 м и до 200x800 м (рис. 1.1).

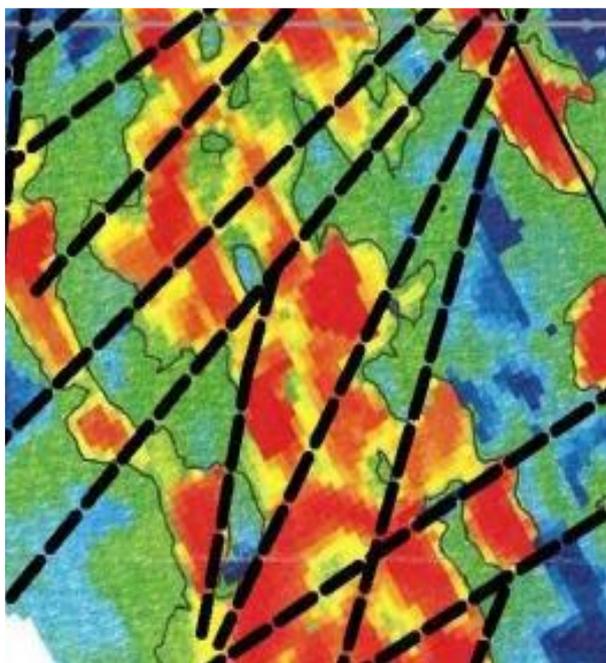


Рисунок 1.1 – Строение (план) Ошурковского месторождения:

-  – кондиционная апатитовая руда с содержанием P_2O_5 более 4,5%;
-  – кондиционная апатитовая руда с содержанием $4,5\% > P_2O_5 > 3,9\%$;
-  – кондиционная апатитовая руда с содержанием $3,9\% > P_2O_5 > 3,5\%$;
-  – некондиционная руда с содержанием $P_2O_5 < 3,5\%$ и пустая порода;
-  – безрудные дайки;

----- геологические нарушения

Месторождение характеризуется отсутствием четких границ между пустой породой, некондиционной и кондиционной рудой, неравномерным

распределением полезного компонента в массиве и низким его содержанием. Коэффициент рудоносности, характеризующий соотношение кондиционных и некондиционных руд, варьируется в пределах $0,32 \div 1,0$, составляя в среднем 0,68. Экологические ограничения не позволяют осуществлять отработку месторождения с применением буровзрывных работ и механическим дроблением руды.

Сложноструктурное месторождение считается сложным не только в силу его геологических особенностей, но и в силу необходимости применения специальных способов выполнения технологических операций, в результате которых осуществляется добыча полезного ископаемого. Достаточно часто используемому в технической литературе термину «месторождения со сложными горно-геологическими условиями» в данной работе придается то же значение, что и термину «сложноструктурное месторождение».

1.2. Краткая геологическая и горнотехническая характеристика Ошурковского месторождения

Ошурковское месторождение апатита расположено на юго-восточном склоне хребта Хамар-Дабан (Западное Забайкалье) и находится на левом берегу реки Селенга в пределах Республики Бурятия, (рис. 1.2).



Рисунок 1.2 – Схема расположения Ошурковского месторождения апатитовых руд

Район месторождения характеризуется среднегорными формами рельефа. Абсолютные отметки на месторождении достигают 700 м, относительные превышения над долиной р. Селенга 100-200 м.

Ошурковское месторождение апатитовых руд приурочено к сиенито-диоритовой интрузии, образующей в районе падей Уточкина и Ошурково массив площадью около 12 кв. км. Восточный фланг месторождения примыкает непосредственно к р. Селенге, где сиенито-диориты перекрываются пойменными отложениями. Форма массива в общем изометричная, несколько вытянутая в северо-западном направлении.

Массив представляет штокообразное тело и может быть классифицирован как воронкообразно-конический плутон, вытянутый в северо-западном направлении с падением контактов внутрь конуса рудного тела под углами 45-70° [62].

С поверхности месторождение покрыто чехлом элювиально-делювиальных отложений и растительным покровом, представленным лесом с преобладанием сосны и березы. Мощность элювиально-

делювиальных отложений изменяется в пределах 0,2-3,0 м в центральной части.

В процессе лабораторно-технологических и полужаводских испытаний были изучены все разновидности пород массива Ошурковского месторождения. Учитывая невозможность их селективной отработки, целесообразно характеризовать этот массив как месторождение с единым промышленным типом руд, выделяя в его пределах лишь отдельные природные разновидности (рис. 1.3):

1) Сиенито-диориты мезо- и меланократовые средне- и крупнозернистые. Макро-скопически руда разновидности представляет полнокристаллическую породу массивную, иногда гнейсированную, тёмно-серого, серого цвета с зелёноватым оттенком. Средний размер зёрен равен 1,5-2,0 мм у среднезернистой разновидности и 2,0-3,5 мм у крупнозернистой. Руды состоят, в основном, из полевого шпата, биотита, роговой обманки, пироксена, апатита. В незначительном количестве присутствуют карбонаты, сфен, магнетит. Крупнозернистые разновидности отмечаются несколько большим содержанием полевого шпата. Апатит представлен равномерной вкрапленностью зёрен неправильной формы, а также образует прожилки, гнёзда, шпировидные обособления. Иногда встречаются участки с повышенным содержанием биотита вплоть до образования биотитовых пород метасоматического генезиса. Объёмный вес руды этой разновидности по лабораторным данным равен 2,93 г/см³, удельный вес – 2,94 г/см³, временное сопротивление сжатию – 318,0 кг/см, влажность – 0,23 %.

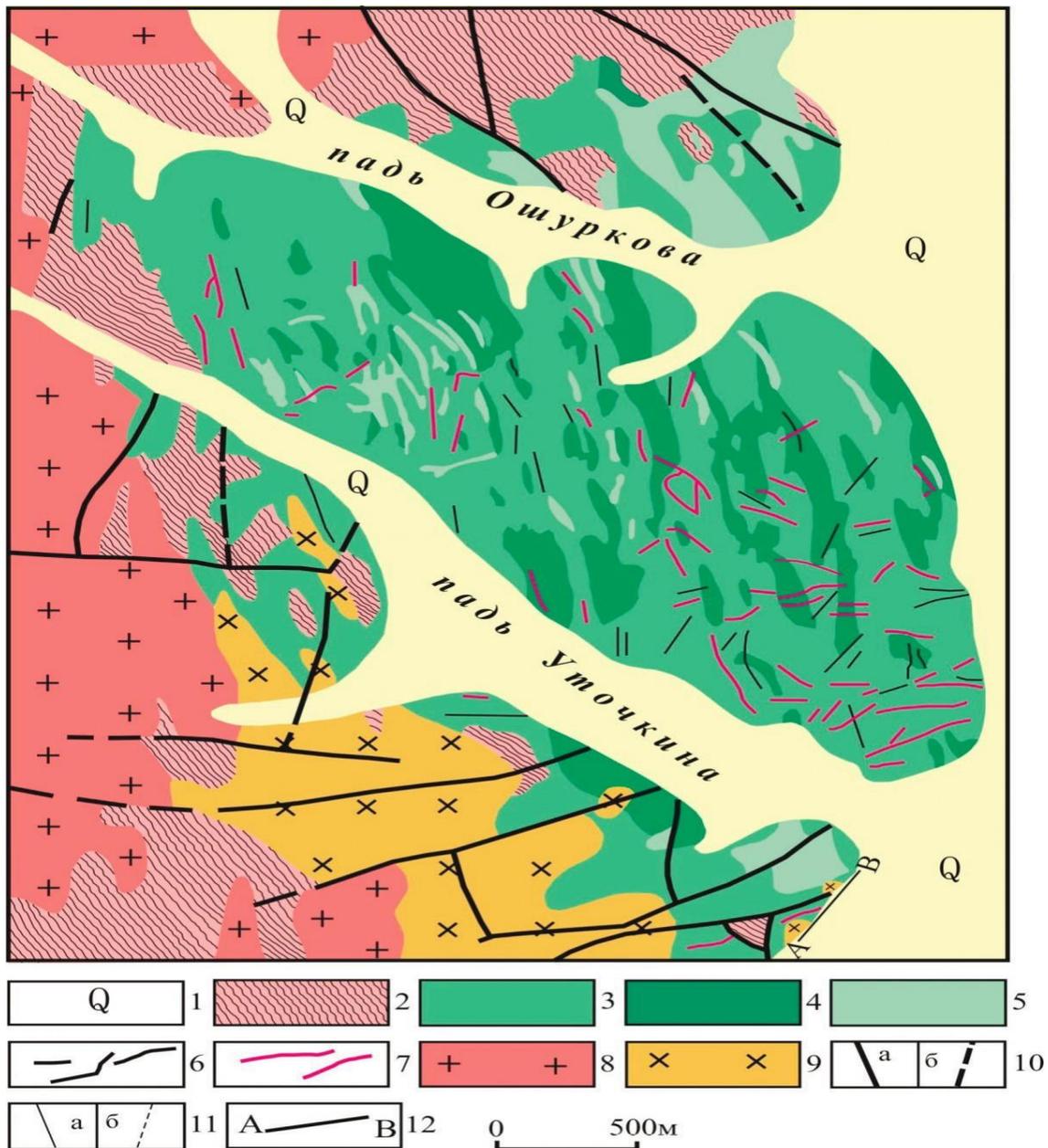


Рисунок 1.3 – Схематическая геологическая карта Ошурковского месторождения апатита. 1 – четвертичные отложения; 2 – метапороды: гнейсы, минматиды; 3 – мезократовые метагабброиды; 4 – меланократовые метагабброиды; 5 – лейкократовые метагабброиды; 6 – габброидные дайки; 7 – дайки аплитов и гранитных пегматитов; 8 – граниты лейкократовые; 9 – сиениты (краевая фация гранитов); 10 – линии разрывных нарушений (а – установленные, б – предполагаемые); 11 – контакты между фациальными разновидностями (а – четкие, б – постепенные); 12 – геологический разрез по обнажению им. А. Е. Ферсмана

2) Мелкозернистые сиенито-диориты и пироксено-диориты. Минеральный состав их такой же, как и средне- и крупнозернистых сиенито-диоритов. В отличие от первой разновидности мелкозернистые породы характеризуются несколько более высоким содержанием полевых шпатов и заниженными количествами биотита и рудных минералов. Это

плотные массивные, иногда порфиридные породы тёмно-серого цвета. Средний размер зёрен составляет 0,5-1,0 мм, а в дайках – до 0,2 мм. Объёмный вес руды этой разновидности равен 2,93 г/см³, удельный вес – 2,98 г/см³, временное сопротивление сжатию – 936,0 кг/см², влажность – 0,23 %.

3) Полевошпатово-биотит-пироксен-апатитовые породы распространены на месторождении весьма незначительно (не более 1,5 %). Они слагают мелкие-линзовидные тела. Макроскопически – это серые, зеленовато-серые крупно- и грубозернистые массивные породы, чаще трахитоидные и флюидалыце. От первых двух разновидностей они отличаются высоким, содержанием апатита (до 50-55 %). Характерно повышенное содержание в рудах СО₂ - до 1,58 % (в среднем 1,11 %).

4) Гидротермально изменённые породы представлены рыхлым материалом, состоящим из хлоритизированных, эпидотизированных, карбонатизированных, каолинизированных первичных минералов сиенито-диоритов. Часто зоны изменения сопровождаются кварцевыми прожилками и цеолитизацией. В таких зонах наблюдаются большие колебания содержания апатита от 1-2 % до 30 %. Распространение их также весьма ограничено – около 2 %.

5) Дезинтегрированные породы составляют около 5 % объёма массива, слагая его верхнюю "корку" средней мощности примерно 5 м. В эту категорию попадают все разновидности пород, слагающих массив. Для этой разновидности характерна пониженная крепость (часто породы разрушены до дресвы) и высокие содержания вторичных минералов и продуктов механической и химической дезинтеграции: серицита (до 4 %), разрушенных темноватых минералов, окислов железа, глинистых минералов.

6) Лейкократовые сиенито-диориты являются второй фазой Ошурковской интрузии и слагают дайкообразные тела. Визуально они хорошо выделяются светло-серой окраской и чёткими границами с вмещающими породами. Сложены эти породы преимущественно полевыми шпатами. Содержание Р₂О₅ в них не поднимается выше 2,5-3 %. Объёмный

вес их равен 2,81 г/см³, удельной вес – 2,86 г/см³, временное сопротивление сжатию – 268,0 кг/см².

В период проведения разведки изучались физико-механические свойства руд и вмещающих пород и представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства пород и руд

Показатели	Апатитовые руды	Вмещающие породы
Коэффициент крепости, определяемый по шкале проф. М.М. Протоdjяконова	8-10	8-10
Предел прочности на сжатие, кг/см ²	268	318-936
Удельный вес, т/м ³	2,6	2,9
Объемный вес пород в целике, т/м ³	2,7	2,7

Химический состав основных компонентов руд Ошурковского месторождения подтвержден протоколами испытаний, проведенных ФГБУ «ВИМС» в 2016-2018 г. и представлен в таблице 1.2.

Таблица 1.2. – Химический состав основных компонентов апатитовых руд

Компонент	Среднее содержание, %	Компонент	Среднее содержание, %
SiO ₂	3,83	Na ₂ O	0,59
Al ₂ O ₃	1,13	K ₂ O	0,36
CaO	48,1	SrO	3,1
MgO	0,39	CO ₂	0,18
Fe ₂ O ₃	1,08	Cl	0,01
P ₂ O ₅	36,9	F	3,23
MnO	0,054	V ₂ O ₅	0,016
TiO ₂	0,54	U	1,70

Главными факторами, определяющими ценность апатитовых руд, являются содержание в них P₂O₅ и хорошая обогатимость с получением концентрата, пригодного для дальнейшей его промышленной переработки.

В породном массиве Апатит распространен неравномерно. В среднем по месторождению содержание полезного компонента P₂O₅ составляет 3,89 %, при бортовом содержании 3,50 %. В кондиционных рудах среднее содержание P₂O₅ составляет 4,37 % (от 3,6 до 6%), в некондиционных – 2,84 % (от 1,00 до 3,50 %). Характер минерализации с поверхности и на глубине одинаков.

Пространственное расположение участков с высоким содержанием P₂O₅ хорошо согласуется с внутренним строением массива, то есть участки

с содержанием P_2O_5 4 и 5 % ориентированы в общем одинаково с телами, сложенными той или иной разностью диоритовых пород. Линзы апатитовых сиенитов и пироксен-биотит-apatитовых пород в силу своих малых размеров и незначительного распространения самостоятельного промышленного значения не имеют.

Обширный комплекс разносторонних исследований дал возможность достаточно полно отработать технологию получения кондиционного апатитового концентрата. В результате исследований установлено, что руды хорошо обогащаются по простой флотационной схеме.

В процессе выполненных исследований был отработан механизм получения апатитового концентрата с содержанием пятиоксида фосфора 35,14 % при выходе концентрата 16,67 % и извлечении P_2O_5 – 96,16 %.

Кроме того, было проведено исследование обратимости пробы руд Ошурковского месторождения с содержанием P_2O_5 на грани бортового – 3,5 %. Проба была отобрана на различных участках месторождения и представлена среднезернистыми (60 %) мелкозернистыми (25 %) и крупнозернистыми (15 %) сиенито-диоритами. В результате выполненных работ был получен апатитовый концентрат с содержанием пятиоксида фосфора 37,14 %, при выходе 8,28 % и извлечении 94,62 %. В таблице 1.3 приведён химический состав концентрата из руды Ошурковского месторождения.

Таблица 1.3. – Химический состав апатитового концентрата

Апатитовый концентрат	P_2O_5	MgO	TiO ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO
	37,14	0,56	-	0,3	0,69	0,06	53,08

Таким образом, апатитовый концентрат из руд Ошурковского месторождения по химическому составу удовлетворяет требованиям, предъявляемым к сырью для производства минеральных удобрений и продуктов, применяемых в других отраслях народного хозяйства. На сегодняшний день на территории Сибири и Дальнего Востока Ошурковское месторождение апатитовых руд является единственным месторождением в регионе, руды которого пригодны для данного производства.

Основой подсчета запасов апатитовых руд Ошурковского месторождения являются кондиции, утвержденные протоколом заседания ГКЗ СССР от 312.1969 № 459-н с показателями [13]:

- бортовое содержание фосфорного ангидрида в пробе – 2,5 %;

- минимальное промышленное содержание фосфорного ангидрида в подсчетном блоке – 3,6 %;
- минимальная мощность рудного тела – 2 м;
- максимальная мощность прослоев некондиционных руд, включаемых в подсчетный контур – 10 м;
- глубина подсчета балансовых запасов – до горизонта с отметкой +490м;
- запасы выше горизонта +490 м в блоках с содержанием P_2O_5 между минимально промышленным и бортовым, а также запасы ниже горизонта +490 м, удовлетворяющие требованиям кондиций, отнести к группе забалансовых запасов.

На месторождении Ошурковское числятся балансовые запасы апатитовой руды в количестве категории В – 287 213,0 тыс. т, категории C_1 – 587 000 тыс. т, категории C_2 – 122 444 тыс. т; забалансовые запасы апатитовой руды – 3 205 900 тыс. т.

Следует отметить, что на месторождении пробурено несколько глубоких скважин - 400-600 м от поверхности. Все они не вышли из диоритовых пород с промышленным апатитовым оруденением. Таким образом, нижняя граница месторождения пока не определена.

Анализ «Отчета о работах Ошурковского ГРП за 1962-1969 гг.» [17] позволяет сделать вывод о том, что участки распространения пустых пород и некондиционной руды имеют средние размеры от $\frac{1}{2}$ до $\frac{1}{4}$ от рудного тела, при этом, учитывая коэффициент рудоносности 0,68 они составят соотношение – $\frac{1}{3}/\frac{1}{7}$ от рудного тела (кондиционных запасов руды). Таким образом средние размеры включений пустой породы и некондиционных запасов руд в рудное тело с кондиционными запасами могут составлять: $5\div 6$ м* $18\div 20$ м* $30\div 35$ м (мощность*ширина*длина).

При этом расположение включений в разрабатываемом массиве визуально не определяется. В целом можно сказать, что на 1000 м² площади разрабатываемого участка приходится в среднем 2 рудных или породных включения площадью ~ 600 м² (ширина*длина ~ $20*30$ м, коэффициент рудоносности 0,68).

Многообразие природных и горнотехнических условий предопределяет применение различных вариантов использования горнотранспортной техники. При этом на сложноструктурных месторождениях участки карьеров со сходными признаками и одинаковой технологией горнотранспортных работ предложено объединять в природно-технологические зоны карьеров, что положено в основу формирования структуры технологических потоков.

Первоначально для разработки Ошурковского месторождения в основу комплексной механизации кондициями [13] были определены экскаваторно-автомобильные комплексы. Это связано с тем, что горные работы предполагалось вести селективно с выделением различных по качеству сортов полезного ископаемого. Методически эта задача решается путем выделения в карьерах природно-технологических зон (породной, рудно-породной и рудной) из которых на основе элементарных взаимозависимых грузопотоков формируются общие грузопотоки карьера заданной производительности.

Управление качественными и количественными характеристиками элементарных грузопотоков осуществляется на основе их жесткой зависимости друг от друга путем перераспределения комплектации экскаваторов горнотранспортным оборудованием в соответствии с плановыми заданиями на текущий момент времени. При этом план должен быть осуществлен как для технологического потока в целом, так и для каждого технологического процесса, в частности. Поэтому решение указанной задачи начинается с определения общей структуры элементарных технологических потоков, а основой для их формирования служит объединение в единую технологическую отдельных процессов горного производства схему с учетом: физико-механических свойств горных пород, морфологических особенностей строения месторождения, потребительских свойств горной массы и основных параметров месторождения.

Для таких месторождений необходима технология порционной выемки руды, предусматривающая оперативный статистически и достоверный контроль содержания P_2O_5 во всем объеме выемочного слоя, что обеспечит требуемое качество добытой рудной массы.

1.3. Анализ опыта применения безвзрывной технологии горных работ при разработке сложноструктурных месторождений

Значительный вклад в научное обоснование технологических решений по разработке сложноструктурных месторождений внесен в работах отечественных ученых: академиков М.И. Агошкова, Н.В. Мельникова, Н.Н. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, член-корреспондентов РАН А.А. Пешкова, В.Л. Яковлева, докторов технических наук Ю.И. и К.Ю. Анистратовых, А.И. Арсентьева, С.Е. Гавришева, В.А. Галкина, С.В. Корнилкова, С.П. Решетняка, А.Г. Секисова, А.В. Соколовского, В.Н. Сытенкова, П.И. Томакова, Г.А. Фисенко, С.И. Фомина, Г.А. Холоднякова, В.С. Хохрякова, А.Ю. Чебана, О.В. Шпанского, М.И. Щадова, Б.П. Юматова и многих других ученых.

Анализ практического опыта, проектных и научных решений подтверждает, что приоритетным направлением открытой геотехнологии при освоении сложноструктурных месторождений является сохранение и, по возможности, улучшение экономических, экологических и социальных показателей освоения месторождений.

При реализации технологических процессов разрушение горных пород представляет собой одну из наиболее важных и трудоемких операций [1-3, 12, 34]. Классически, горные предприятия, ведущие разработку сложноструктурных месторождений, осуществляют буровзрывной способ подготовки горной массы к выемке [39, 40, 86]. При этом БВР имеют ряд недостатков: значительные затраты на бурение и на взрывчатые материалы; периодическое прекращения работ и вывод техники и людей из забоя перед проведением массового взрыва; выделение больших объемов пылегазовой смеси; экологические последствия в виде попадания продуктов химического распада ВВ в грунтовые воды, реки и водоемы; нарушение сплошности массива, снижающее устойчивость откосов уступов в карьере, загрязнение окружающей среды [13, 83]. Производство взрывных работ на карьерах приводит к неравномерному разрыхлению горной массы и ограничениям применения непрерывного транспорта для ее перемещения. Традиционная геотехнология с применением БВР при освоении сложноструктурных месторождений обуславливает перемешивание полезного ископаемого и

вмещающей породы, следовательно, к значительным потерям и разубоживанию руды. Фактические потери и разубоживание руды зачастую отличаются от проектных в 2-3 раза и более. Руда небольших залежей и контактных зон отработки может теряться в отвалах, что и имеет место на практике.

Таким образом, с учетом ужесточения экологических норм, применяемых при освоении месторождений полезных ископаемых, а также роста требований к качественным характеристикам продукции карьеров, особую роль в развитии горных технологий приобретает изыскание новых и совершенствование существующих способов разрушения горных пород на основе исследования возможности применения других технологий добычи руды в сложных горно-геологических условиях.

За прошедшее десятилетие в мире осуществлен значительный прорыв в области безвзрывной подготовки горной массы к выемке. Он основан на результатах научно-исследовательских работ ведущих мировых компаний, которые занимаются производством выемочно-погрузочного оборудования для горных работ. Ограничения экологического характера, вводимые на производство взрывных работ при эксплуатации месторождений, ставят задачу совершенствования механизации и технологии их отработки в направлении не только уменьшения техногенной, но и экологической безопасности [16, 28, 29, 44, 45, 67, 68, 77, 80, 81, 91-94, 102, 107].

Оборудование, используемое для разрушения полускальных и относительно легко разрушаемых скальных пород, по назначению делится на два класса: для разрушения горных пород и для соединения в себе функций разрушения и выемочно-погрузочных операций [24, 25, 53, 56, 80, 95, 96]. При этом по конструктивно-технологическим признакам выделено пять типов машин, отличающихся конструктивным исполнением и способом рыхления горных пород. В зависимости от цикличности работ машины второго класса, выполняющие выемочно-погрузочные операции, бывают цикличного действия, предусматривающие цикличное выполнение работ по погрузке и транспортированию горной массы с применением, как правило, автосамосвалов или погрузчиков, и непрерывного действия, предусматривающих использование для транспортирования горной массы конвейеров (рис. 1.4) [32].



Рисунок 1.4 – Типы оборудования, применяемые для безвзрывной разработки массива горных пород на карьерах [32]

В таблице 1.4 представлены основные характеристики горных машин с безвзрывным разрушением, включая характеристики производительности и энергоемкости работ [80].

Таблица 1.4 – Характеристики полускальных и легко разрабатываемых скальных пород

Тип машины	Марка машины	Масса М, т	Мощность N, кВт	Производительность, т/ч	Удельная энергоемкость работ, кВт·ч/т
Бульдозер-рыхлитель	Caterpillar D8R	40	228	140-170	1,34-1,63
	Caterpillar D11R	102	634	380-450	1,41-1,67
Экскаватор с уменьшенным ковшом	Liebherr R-992	142	575	380-430	1,35-1,51
	Liebherr R-994	214	937	500-650	1,44-1,87
Экскаватор со сменным рыхлителем	Liebherr R-984	108	501	310-360	1,39-1,62
Экскаватор с гидромолотом	Hitachi EX 700H	72	324	250-260	1,25-1,30
Экскаватор с активными зубьями ковша	ЭКГ-5В	196	250	190-270	0,93-1,32
Карьерные комбайны	Wirtgen 2200 SM	51	597	190-230	2,59-3,14
	Wirtgen 2500 SM	113	783	300-350	2,23-2,61
	КГФ-80	65	225	95-110	2,04-2,36

Достаточно высокая интенсивность отработки месторождения обеспечивается применением тяжелых и сверхтяжелых бульдозер-рыхлителей, особенно при наличии трещиноватых и слоистых пород (рис. 1.5) [31]. При этом недостатком использования бульдозер-рыхлителей является задействование дополнительной погрузочной техники, сложности избирательной выемки пород при разработке сложноструктурных месторождений, значительная протяженность длины фронта работ.

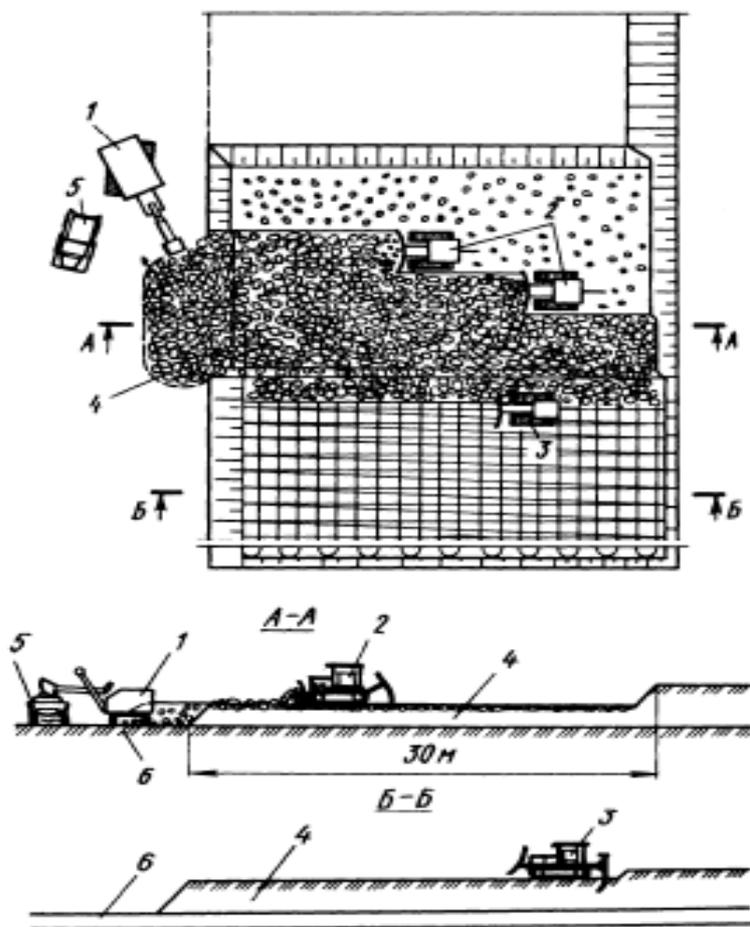


Рисунок 1.5 – Технологическая схема применения бульдозеров-рыхлителей: 1 – экскаватор; 2 – бульдозеры; 3 – бульдозер-рыхлитель; 4 – вскрышные породы; 5 – автотранспорт; 6 – пласт полезного ископаемого [18]

Использование гидромолотов Hammer (Финляндия) при разработке месторождений известняка безвзрывным способом исследовано в работе А. А. Меденкова [52]. В условиях сейсмоопасности региона, плотной инфраструктурной застройки применение данной технологии позволило обеспечить безопасности к ведению работ и снизить их себестоимость.

Следует отметить, что использование гидромолота позволяет расширить область безвзрывного разрушения пород до предела прочности на сжатие $\sigma = 100-120$ МПа [44].

В работе [29] С.А. Ермаков обосновал эффективность применения безвзрывного физико-химического разупрочнения горных пород путем опережающей обработки горного массива водными растворами поверхностно - активных веществ (ПАВ) на примере разработки Эльгинского месторождения угля. Ряд выполненных исследований [48, 49, 58, 71, 89] показали значительный рост производительности горных работ данного метода. При этом возможен отказ от отказаться от взрывной подготовки горного массива за счет снижения прочности пород до 50 % [29]. В ходе эксперимента на Эльгинском месторождении в течение 2-х суток после

первичной заливки скважин раствором ПАВ происходил процесс пропитки горного массива.

Безвзрывная подготовка массива за счет использования одноковшовых и роторных экскаваторов в настоящее время получила широкое распространение [72]. Экскаваторы нового поколения ЭКГ-5, оснащённые ковшами активного действия позволяют разрабатывать породы с пределом прочности на сжатие до 70 МПа. (рис. 1.6) [72, 74]. В Германии, Австрии, Швеции успешно эксплуатируются гидравлические экскаваторы для безвзрывной выемки [74].

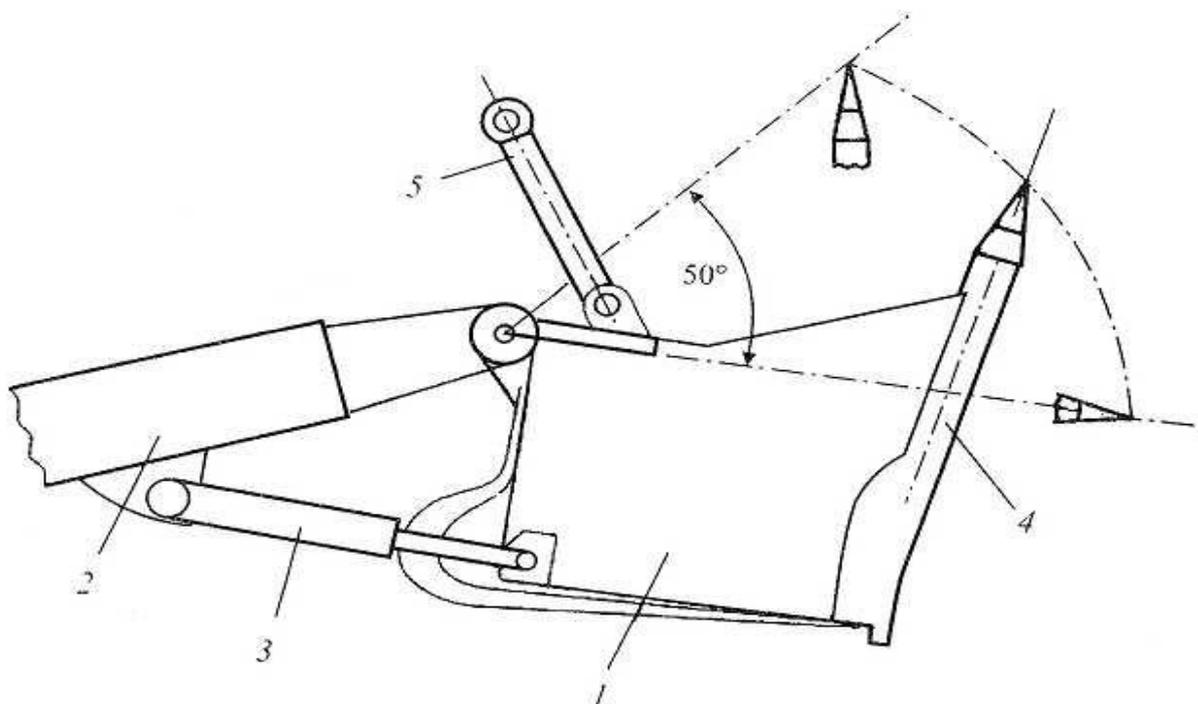


Рисунок 1.6 – Принципиальная схема поворотного ковша активного действия: 1 – ковш; 2 – рукоять экскаватора; 3 – гидроцилиндр поворота ковша; 4 – пневмоударник; 5 – элемент подвески ковша [74]

Авторы [102] доказывают целесообразность эксплуатации в сложных условиях различных технологических средств безвзрывного разрушения, позволяющих извлекать породу с прочностью на сжатие до 60-80 МПа.

Так, в работе [70] А.В. Половинко научно обоснована возможность исключения буровзрывных работ за счет применения сочетания гидравлический экскаватор – гидромолот.

Однако, применение существующих технических средств и технологий при разработке сложноструктурных месторождений не обеспечивает качественную селективную выемку полезных ископаемых. Так, при

разработке угольных месторождений это вызывает увеличение зольности угольного топлива [68].

Компания «Sandvik Mining and Construction» (Венгрия) внедряет компактный роторный экскаватор, обладающий повышенным усилием резания (рис. 1.7). Данная техника позволяет эффективно при выемке пород с пределом прочности при сжатии до 60-80 МПа [50].



Рисунок 1.7 – Компактный роторный экскаватор компании «Sandvik Mining and Construction» [50]

Следует отметить широкое распространение использования машин послыйного фрезерования при разработке сложноструктурных месторождений [28, 30, 66, 89, 93, 94, 46].

Исследования параметров и процессов открытой геотехнологии с применением фрезерных комбайнов проводились под руководством профессоров А.И. Арсентьева, В.С. Хохрякова, Ю.Н. Малышева, С.К. Коваленко, К.Ю. Анистратова, М. Пихлера, Ю.Б. Панкевича.

Следует обратить внимание на возможности совершенствования поточных технологий с применением выемочных машин фрезерного типа. Например, наличие бункера у комбайна обеспечивает повышение эффективности за счет сокращения количества транспортных средств [102].

На рис. 1.8 представлена схема работы выемочной машины с бункером для загрузки автосамосвала породой.

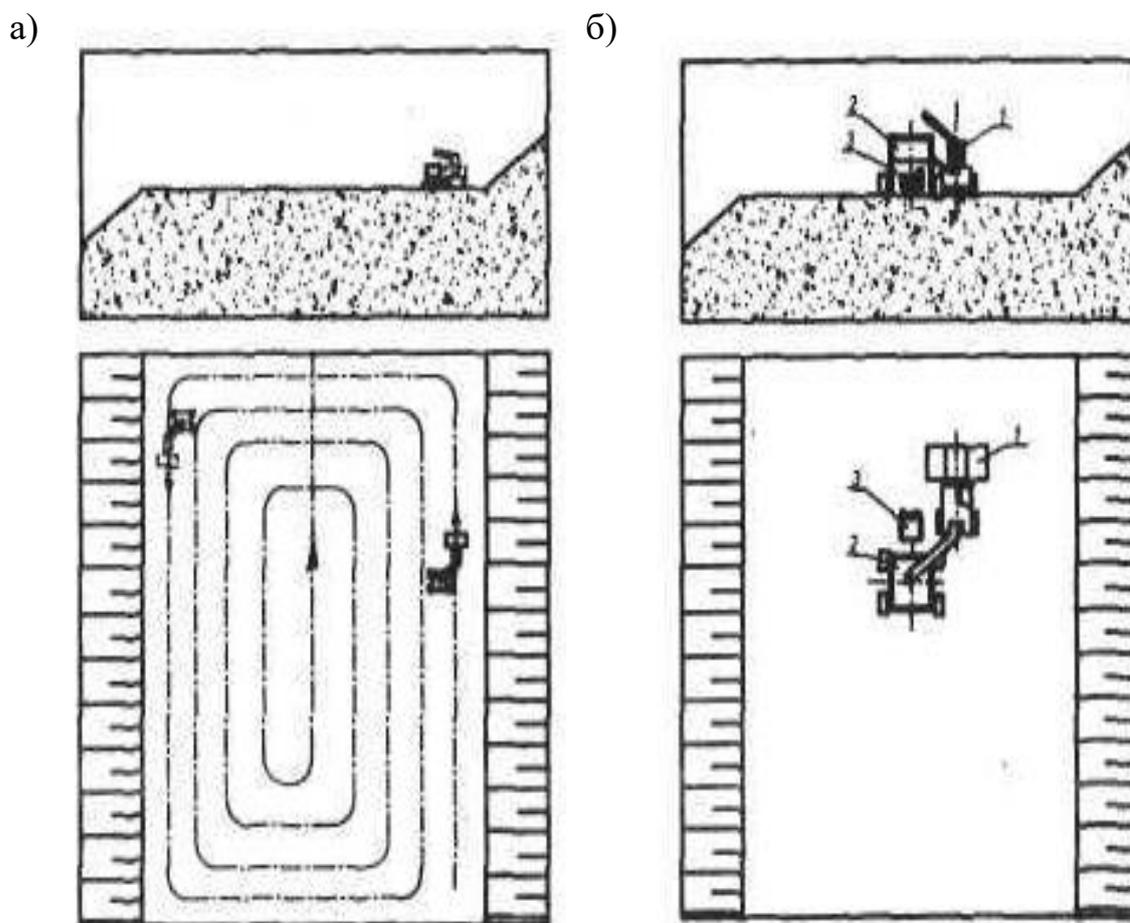


Рисунок 1.8 – Схема работы добычной техники фрезерного типа с бункером (а) и загрузка автосамосвала породой из бункера (б): 1- машина; 2- бункер с; 3- автосамосвал

Замена автосамосвалов на скреперы с удлиненными ковшами представляет собой альтернативный вариант повышения эффективности послойной фрезерной технологии [10, 11, 64, 101].

Открытая геотехнология с применением выемочных машин фрезерного типа и скреперов (рис. 1.9) весьма эффективна на вскрышных и добычных работах при незначительном угле падения залежи и наличии мощности пластов полезных ископаемых [103, 107]. При этом исключаются простои добычной техники при замене транспортного средства и транспортных средств.

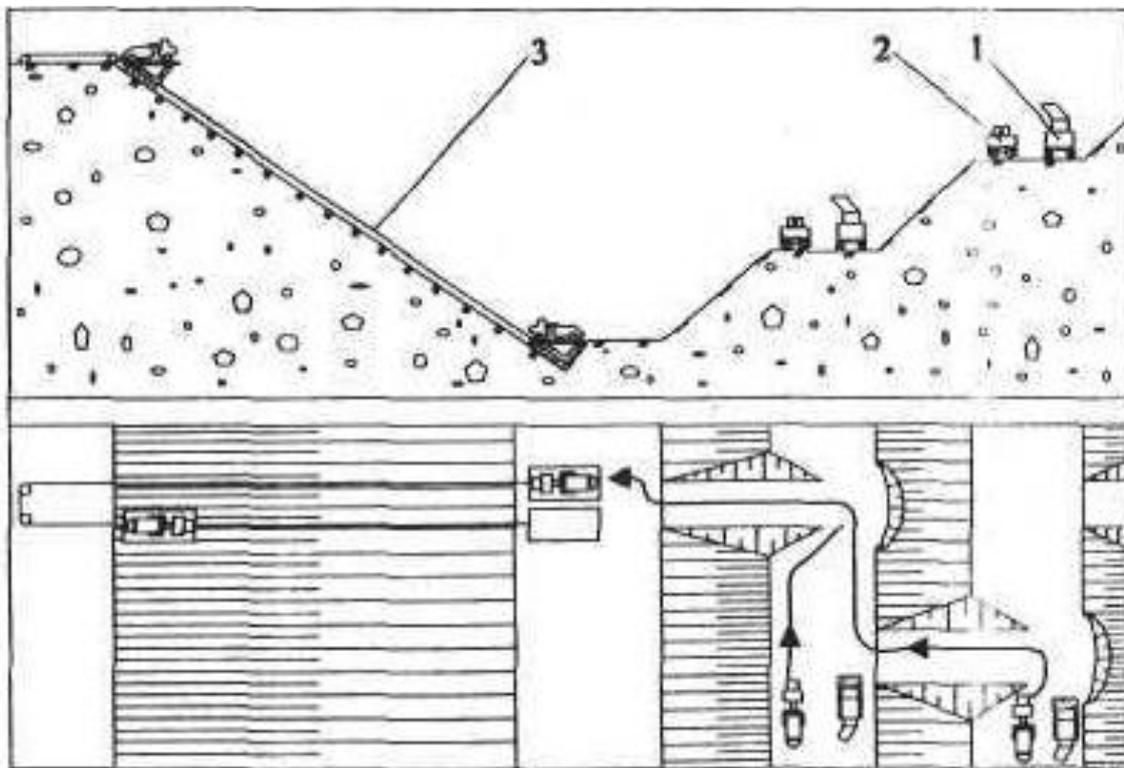


Рисунок 1.9 – Технологическая схема открытой геотехнологии с применением машин фрезерного типа - 1, скреперов - 2 и наклонных подъемников - 3

В работе [102] показано, что эффективность открытых горных работ с применением интенсификаторов загрузки в комплекте с выемочными машинами фрезерного типа повышается в 1,5-2 раза, по сравнению с традиционной буровзрывной технологией.

В работе [29] С.А. Ермаков отмечает перспективность применения поточной технологии с селективной выемкой на базе роторно-конвейерных комплексов и погрузочно-выемочных машин типа КСМ-2000Р [55, 77].

При освоении месторождений угля, гипса, известняков, мергеля, бокситов, фосфоритов весьма эффективно применение машин послойного фрезерования на вскрышных и при селективной выемке. Авторами [91, 92] обоснована технология послойного фрезерования при разработке сложно-структурных месторождений и сконструирован комбинированный рабочий орган, применение которого снижает переизмельчение горных пород.

Данное мнение подтверждает Ю. П. Пташник [72], которая в своем исследовании безвзрывной технологии разработки месторождений известняка доказывает, что применение комбайнов позволяет обеспечить требуемое качество извлечения минерального сырья, сократить

экологические последствия и обеспечить безопасность горных работ. В работе исследованы карьерные комбайны при различном расположении рабочего органа (рис. 1.10) [26, 72].

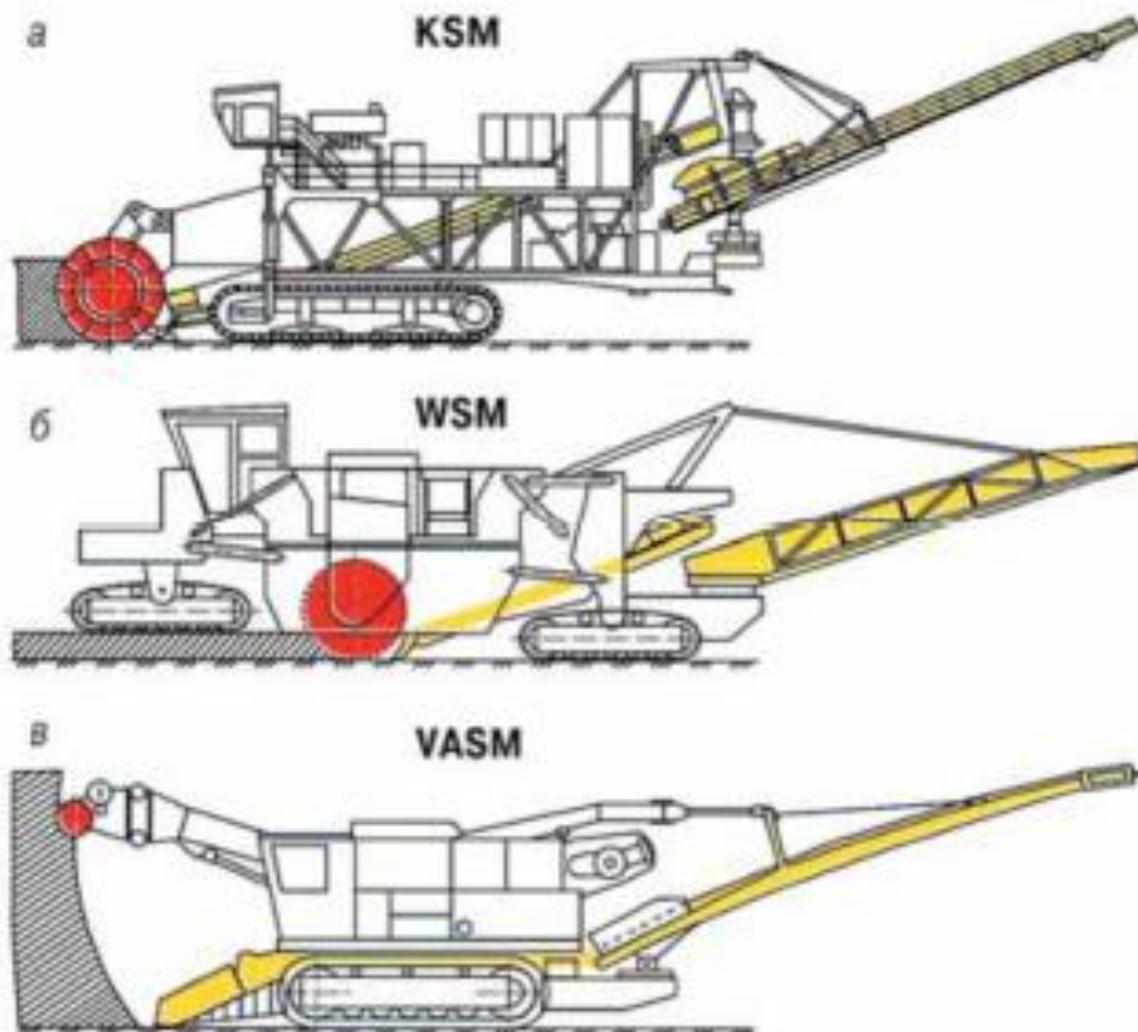


Рисунок 1.10 – Фрезерные комбайны с расположением рабочего органа: а - в передней части машины (модель KSM, изготовитель фирма «Krupp»); б - на раме по центру (модель WSM изготовитель фирма «Wirtgen»); в - на стреле (модель VASM изготовитель «VOESTAlpine») [13, 46]

Принципиальное отличие фрезерных комбайнов от роторных и одноковшовых состоит в их мобильности. Наибольшую эффективность показали комбайны непрерывного действия с центральным и передним расположением рабочего органа, позволяющие осуществлять послойную выемку пород прочностью до 150 МПа [26, 104], их технологическая схема представлена на рисунке 1.11 [16, 77].

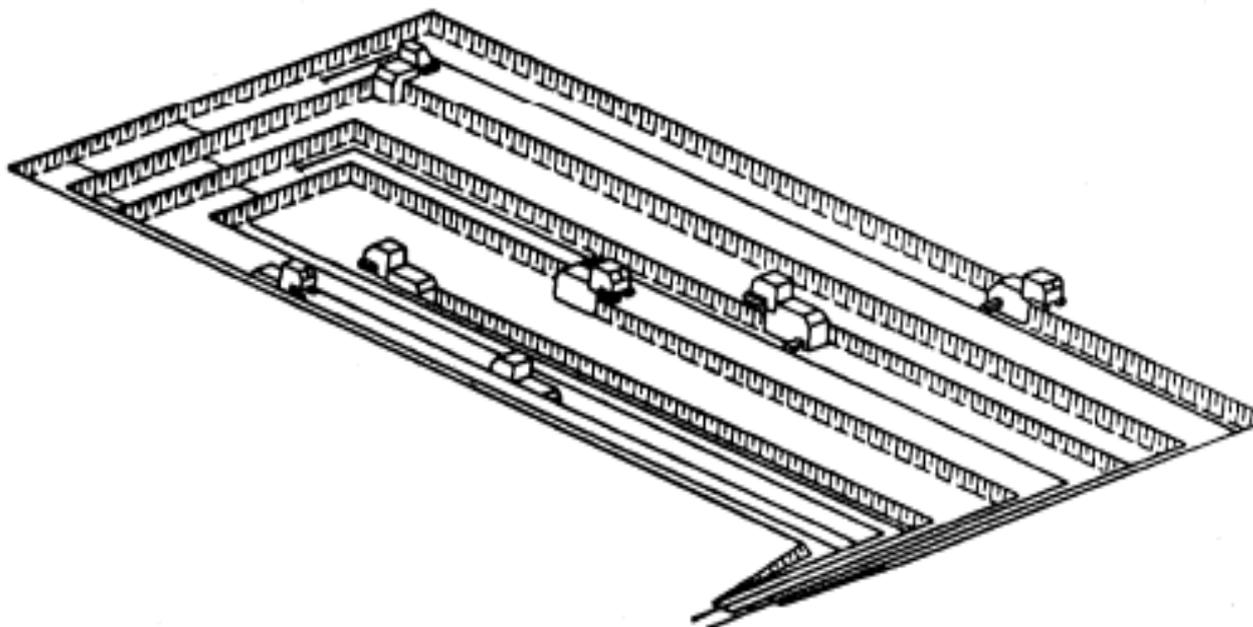


Рисунок 1.11 – Технологическая схема разработки горных пород комбайнами фрезерного типа

В настоящее время фирмой «Wirtgen GmbH» разработаны и выпускаются базовые модели, характеристики которых представлены в табл.1.5.

Таблица 1.5 – Основные технические характеристики фрезерных комбайнов компании Wirtgen

Внешний вид	Модельный ряд		
	2200SM	2500SM	4200SM
Производительность, м ³ /ч	668	1100	3500
Диаметр рабочего органа, м	1,10	1,40	1,86
Ширина барабана фрезерования, м	2,2/3,8	2,5	4,2
Наибольшая глубина фрезерования, м	0,30	0,60	0,83
Мощность двигателя, л.с.	900	1050	1600
Масса комбайна, т	51	103	211

При этом комбайновая технология может предусматривать погрузку пород непосредственно в автотранспорт, на конвейер, в промежуточный штабель. На рисунке 1.12 представлен пример применения комбайна 4200 SM с погрузкой дробленых пород в самосвал [45].

а)



б)



Рисунок 1.12 – Безвзрывная технология с использованием комбайнов 4200 SM (а) и 2200 SM (б) с погрузкой полезного ископаемого в автосамосвал БЕЛАЗ грузоподъемностью 55 т.

Профессор А.К. Райков в работе [73] приводит опыт разработки бокситовых месторождений с применением комбайнов Wirtgen Surface Miner моделей 2100 SM и 2200 SM, обеспечивающих безвзрывную, тонкослоевую выемку пород с получением в забое мелкокускового материала. При этом не требуется последующего крупного и среднего дробления сырья, что позволяет снизить последующие затраты перерабатывающего производства. Анализ опыта о применении безвзрывной тонкослоевой разработки бокситов с применением комбайнов Wirtgen Surface Miner моделей 2100 SM и 2200 SM выявил эффективность новой технологии в условиях бокситовых карьеров, как в части снижения себестоимости горных работ, так и повышенная производительности труда. Автором [73] установлено, что применение данной технологии позволило расширить сырьевую базу, за счет ввода в эксплуатацию запасов, расположенных в охранных целиках взрывоопасных зон, а также за счет отработки некондиционных (для традиционной технологии) пластов бокситов, мощностью менее 2 м.

Преимуществами послойного фрезерования являются:

- возможность значительного снижения разубоживания полезного ископаемого и уменьшение в 1,5-3 раза объемов последующей переработки сырья в стадии обогащения;

- достижение в процессе добычи минерального сырья размеров дробимой породы, что позволяет транспортировать сырье любым видом транспорта, включая конвейерный;

– автономная работа машин с быстрым вводом в эксплуатацию. Как правило, горные комбайны фрезерного типа сконструированы модульно, что позволяет быстро производить их монтаж и демонтаж;

– обеспечение благоприятных для работы автосамосвалов условий с ровной поверхностью трассы с заданными поперечными и продольными уклонами;

– возможность точного контроля глубины резания для обеспечения селективной выемки полезных ископаемых из сложноструктурных горизонтальных и пологих залежей с углами падения до 15°.

В качестве недостатков комбайнов послойного фрезерования следует отметить:

– зависимость показателей эффективности применения комбайнов от наличия достоверной информации о прочностных свойствах пород;

– относительно малый срок службы комбайнов фрезерного типа. Для сравнения у комбайнов KSM - 9 лет, WSM - 6 лет, а у экскаваторов ЭКГ - 15-18 лет.

– рабочий процесс, реализуемый комбайнами фрезерного типа, предопределяет износ породоразрушающего инструмента;

– ограничение по крепости обрабатываемых пород;

– проблематичность формирования непрерывных грузопотоков с нагрузкой, обеспечивающей эффективность работы сопряженно работающего транспорта;

– необходимость создания при выемке полезных ископаемых значительного опережения вскрышных работ;

– высокая стоимость комбайнов, преимущественно зарубежного исполнения;

– низкая эффективность использования комбайнов на породах, склонных к налипанию.

В своем исследовании Н.С. Аврамова [9] доказала экономическую целесообразность селективной разработки сложноструктурных месторождений при применении машин послойного фрезерования. Доказано, что в этих условиях минимальная выемочная мощность пласта полезного

ископаемого зависит от угла падения залежи, от высоты уступа и от выемочного оборудования, варьируясь при этом от 1 до 60 см [9].

Технологические особенности работы комбайнов Wirtgen Surface Miner рассмотрены М. Пихлером и Ю.Б. Панкевичем [67, 65]. Авторы показывают, что для обеспечения непрерывной работы комбайна возможно применение схемы укладки комбайном горной массы в штабели с последующей ее отгрузкой комплексом (рис. 1.13).

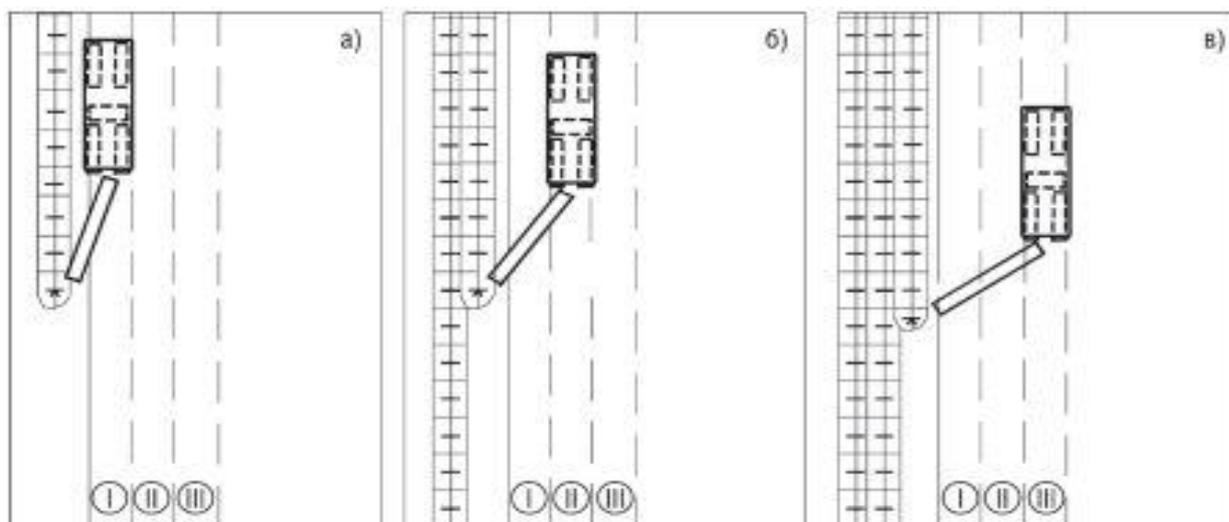


Рисунок 1.13 – Схема организации работ при использовании комбайна 2200 SM при складировании пород штабель для последующей отгрузки: а, б, в - положение комбайна при отработке, соответственно, первой, второй и третьей полос; I, II, III - последовательность рабочих проходов комбайна

При разработке высокопрочных пород наилучшие результаты достигаются машинами фирмы «Wirtgen GmbH» (WSM), которые оснащены мощными двигателями. Опыт их использования показывает увеличение максимальной глубины фрезерования и рост производительности [32].

Выполненный анализ применимого оборудования позволяет сделать вывод, что переход на безвзрывную технологию отработки сложноструктурных месторождений повышает эффективность извлечения полезных ископаемых из недр, уровень безопасности производственных процессов и обеспечивает сокращение экологической нагрузки горного производства на окружающую среду (таблица 1.6). Кроме того, сокращает простои карьера в результате загазованности с необходимым проветриванием после массовых взрывов. Кроме того, в процессе работы образуются ровные, не требующие планировки рабочие и транспортные площадки уступов.

Таблица 1.6 – Преимущества и недостатки безвзрывной технологии

Технология отработки	Недостатки	Достоинства
Метод безвзрывного физико-химического разупрочнения горных пород путем опережающей обработки массива растворами поверхностно - активных веществ (ПАВ)	<ul style="list-style-type: none"> - необходимость применения дополнительной техники для погрузки разрушенной породы в транспорт; - трудность селективной выемки пород на сложноструктурных месторождениях. 	<ul style="list-style-type: none"> - обеспечивает снижение их прочности на 25-50%; - уменьшение энергоемкости процесса экскавации; - относительная дешевизна и полная экологическая чистота; - сокращение износа режущего инструмента.
Бульдозерно-рыхлительные агрегаты	<ul style="list-style-type: none"> - необходимость применения дополнительной техники для погрузки разрушенной породы в транспорт; - трудность селективной выемки пород на сложноструктурных месторождениях; - необходимость обеспечения достаточно протяженного по длине забоя для обеспечения высокой производительности машины. 	<ul style="list-style-type: none"> - относительно простое, надежное, достаточно долговечное (кроме инструмента) оборудование; - высокая маневренность позволяет оперативно подготавливать запасы к выемке.
Оснащение бульдозерно-рыхлительных агрегатов гидромолотом	<ul style="list-style-type: none"> - относительно низкая производительность и необходимость использования дополнительного оборудования для погрузки разрыхленной горной массы. 	<ul style="list-style-type: none"> - может самостоятельно разрушать образующиеся в процессе разрушения массива негабариты; - позволяет увеличить: глубину рыхления в 1,2-1,4 раза, объем разрушенных пород за один проход - в 1,5-1,6 раза, среднюю скорость рыхления - на 8-23%, интенсивность процесса разрушения - в 1,8-2 раза.
Роторные компактные экскаваторы с повышенным удельным усилием резания	<ul style="list-style-type: none"> - могут разрабатывать массивы горных пород с пределом прочности на сжатие 10-50 МПа; - более высокая энергоемкость по сравнению с машинами циклического действия. 	<ul style="list-style-type: none"> - возможность применения в действующих карьерах без перестройки рабочей зоны; - относительно высокая производительность; - возможность послойной отработки пород и полезных ископаемых при сложном залегании пластовых залежей (с пропластками более 10 см); - высокая технологическая универсальность.

Таблица 1.6 – Преимущества и недостатки безвзрывной технологии (окончание)

Технология отработки	Недостатки	Достоинства
<p>Гидравлические экскаваторы и механические лопаты с ударными зубьями, так называемый «ковш активного действия».</p>	<ul style="list-style-type: none"> - тяжелее обычных ковшей за счёт постановки интенсификаторов со стороны днища; - постановка интенсификаторов отнимает значительную часть полезной ёмкости ковша; - возрастают энергозатраты на подъём и поворот более тяжёлого ковша и на привод дополнительного компрессора; - уменьшается зачерпывающая способность ковша из-за большой величины режущей кромки, а сопротивления внедрению зубьев в породу возрастают; - по условию наполнения ковша гидравлического экскаватора мощность вынимаемого слоя должна быть не менее 30 см. При меньшей мощности селективная выемка возможна, но с падением производительности машины; - снижение производительности и сокращение срока службы экскаватора; - отработка с невысокой глубиной селекции. 	<ul style="list-style-type: none"> - совмещение процессов дробления массива, выемки и погрузки горной массы; - возможность подготовки горной массы к погрузке во время отсутствия транспортных средств; - возможность селективной выемки сложноструктурных крутопадающих залежей; - снижение загрязнения окружающей среды в районе ведения горных работ за счет отсутствия выбросов вредных газов и пыли; - отсутствие сейсмического эффекта, как при взрывных работах; - снижение уровня шума; - улучшение качества продукции карьера - нет смешения сортов руд.
<p>Комбайны фрезерного типа</p>	<ul style="list-style-type: none"> - производительность в 3–4 раза ниже, чем у ЭКГ-12 при погрузке взорванной горной массы. - эффективность применения обуславливается наличием достоверной информации о прочностных свойствах пород; - относительно малый срок службы (KSM - 9 лет, WSM - 6 лет; для сравнения: ЭКГ - 15-18 лет); - наличие мелких фракций повышает энергоёмкость процесса экскавации и износ породоразрушающего инструмента; - ограниченные энергосиловые возможности по крепости обрабатываемых пород; работы сопряжено работающего транспорта; - резкое снижение производительности с увеличением прочности разрабатываемых пород; - необходимость создания при выемке полезных ископаемых значительного опережения вскрышных работ; - высокая стоимость зарубежных машин; - недостаточная совместимость технологии с использованием горных комбайнов с традиционной технологией, применяемой на большинстве отечественных и зарубежных карьеров; - низкая эффективность использования комбайнов на породах, склонных к налипанию. 	<ul style="list-style-type: none"> - уменьшение разубоживания полезного ископаемого и снижение в 1,5-3 раза объемов обогащения; - не требуется последующего дробления для транспортирования любым видом транспорта, включая конвейерный; - автономная работа машин с быстрым вводом в эксплуатацию; - обеспечение для работы автосамосвалов ровной поверхности с заданными поперечными и продольными уклонами; - возможность точного контроля глубины резания для селективной выемки сложноструктурных залежей при горизонтальном, пологом, наклонном и крутом их залегании; - по мощностным и линейным параметрам имеют преимущество по сравнению с роторными экскаваторами.

Таким образом, для сложноструктурных месторождений с относительно небольшими различиями содержаний полезного компонента в кондиционном и некондиционном полезном ископаемом для снижения потерь и разубоживания полезного ископаемого целесообразно применение послойно-порционной технологии выемки рудных тел.

Определяющими технологическими параметрами являются горно-геологические условия разработки месторождения: угол падения пласта, наличие переслаивающихся тонких пачек полезного ископаемого и слоев вмещающих пород, физико-механические свойства горных пород, а также состояние массива (его трещиноватость, блочность, абразивность и т.п.).

1.4. Обоснование параметров безвзрывной технологии добычи полезных ископаемых при открытой разработке сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами

При проектировании системы разработки месторождения полезных ископаемых открытым способом ключевым является формирование рабочей зоны карьера и определение динамики ее развития с учетом обеспечения безопасности, экономичности и экологичности ведения горных работ. Основными параметрами открытой геотехнологии являются: высота уступа; минимальная ширина рабочих площадок; размеры траншей; ширина берм; длина блоков и фронтов уступов; скорость продвижения забоев и фронтов уступов в плане; скорость углубления горных работ; количество подготовленных к выемке и вскрытых запасов полезных ископаемых [6, 12, 15, 21, 36, 54, 69, 75]. При этом существенное значение имеет возможность реализации той или иной технологической схемы с доступными к применению комплексами оборудования в заданных горно-геологических условиях добычи минерального сырья.

В работе [19] обобщены факторы, влияющие на выбор технологии разработки месторождений (рис. 1.14). Изменчивость горно-геологических условий разработки месторождений существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор параметров технологических процессов горного производства [85, 88].

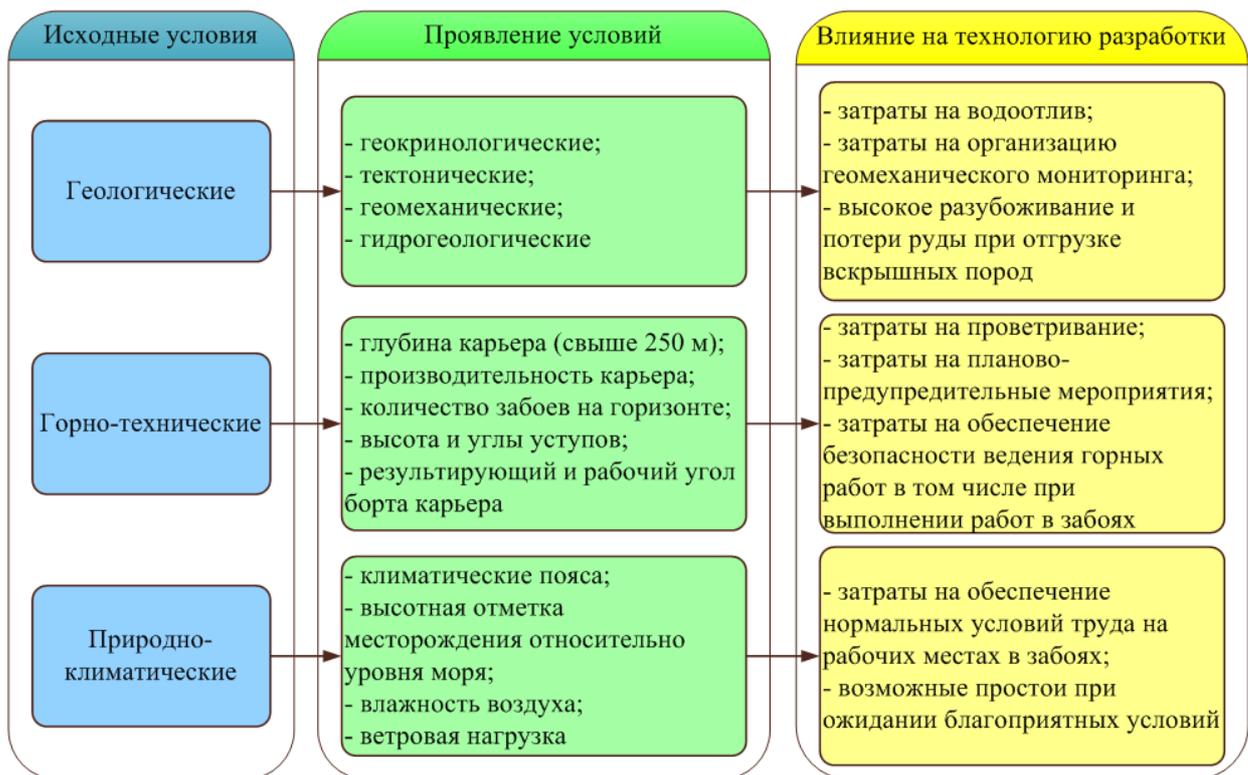


Рисунок 1.14 – Факторы, оказывающие влияние на выбор технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом

Обеспечение полноты освоения запасов полезных ископаемых при разработке Ошурковского месторождения возможно при применении фрезерных комбайнов.

В отличие от традиционной технологии отработки горных пород при использовании фрезерного комбайна забоем служит поверхность горизонтальной или слабонаклонной площадки, на которой после прохода комбайна формируются подступы. Селективная разработка осуществляется за счет возможности ведения тонкослоевой выемки.

Максимальная эффективность работы комбайна достигается путём регулирования процесса резки с учетом индивидуальных особенностей и условий эксплуатации.

Исходя из технических и технологических особенностей карьерных комбайнов Wirtgen Surface Miner, выделяются поточные и цикличные фрезерования схемы [63]:

Необходимость перехода с поточных схем на цикличные определяется минимальным радиусом поворота фрезерного комбайна. Практический опыт показывает, что он составляет примерно 6-8 значений ширины рабочего органа (около 15-20 м). Таким образом, при наличии рабочих площадок

шириной не более 30 – 40 м могут быть применены циклические схемы, при этом область их использования определяется длиной фронта горных работ (фронта фрезерования).

При обосновании параметров безвзрывной технологии добычи полезных ископаемых фрезерными комбайнами учитываются мощность залежи, глубина залегания, угол падения, крепость горных пород и производительность карьера. В работах [91, 92] отмечено, что максимальную производительность фрезерные комбайны обеспечивают на больших по длине забоях при снижении временных затрат на маневрирование. При добыче угля доказана принципиальная возможность качественной и производительной разработки сложноструктурных пластов комбайнами Wirtgen [68].

Производительность фрезерного комбайна является одним из основных факторов, определяющих не только технико-экономические показатели горных работ по извлечению полезного ископаемого, но и количественные параметры всего технологического комплекса. Техническая производительность комбайнов послойного фрезерования $Q_{кпф}$ (в целике) является функцией эффективной глубины разрушения горных пород (глубины фрезерования) h , ширины рабочего органа комбайна V_{ϕ} и рабочей скорости $V_{раб}$, т.е.

$$Q_{кпф} = V_{раб} V_{\phi} h, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (1.1)$$

Значение эффективной глубины разрушения устанавливается из условия обеспечения требуемой кусковатости при экскавации горной породы и не должно превышать мощности селективно разрабатываемого пласта полезного ископаемого.

На выбор конструктивного параметра V_{ϕ} влияет несколько технологических факторов: габариты комбайна при движении по карьерным дорогам; трудности при маневрах комбайна на рабочей площадке, особенно при разворотах; рост массы комбайна при увеличении ширины шнекового барабана. С другой стороны, при больших значениях показателя V_{ϕ} снижается число заходов в эксплуатационном блоке, что позволяет комбайну затратить на его разработку меньшее количество времени, благодаря снижению количества разворотов в торце заходов. Изучение технических

характеристик комбайнов для послойного фрезерования показывает, что ширина рабочего органа у комбайна производительностью 170-1500 т/ч находится в пределах 1,9 - 4,2 м.

Техническая производительность комбайнов послойного фрезерования определяется с учетом обеспечения безопасной и эффективной загрузки автотранспортных средств во время движения комбайна при работе. Совместная эксплуатация фрезерных комбайнов и транспортных мобильных средств на карьерах выявила факт снижения общей эффективности погрузочных работ, связанное с относительно высокой рабочей скоростью движения комбайнов (10-27 м/мин). Это может привести к повышенным нагрузкам на трансмиссии и двигатели автосамосвалов и вызвать определенные организационные трудности в зоне погрузки горной массы. Поэтому оптимальная величина рабочей скорости комбайна должна находиться в диапазоне значений 60-180 м/ч.

Эксплуатационная производительность комбайна Wirtgen Surface Miner определяется в зависимости от принятой схемы работы.

В наибольшей степени производительность фрезерного комбайна определяется скоростью его движения при работе, которая зависит от крепости разрабатываемых пород и мощности силовой установки машины (рис. 1.15).

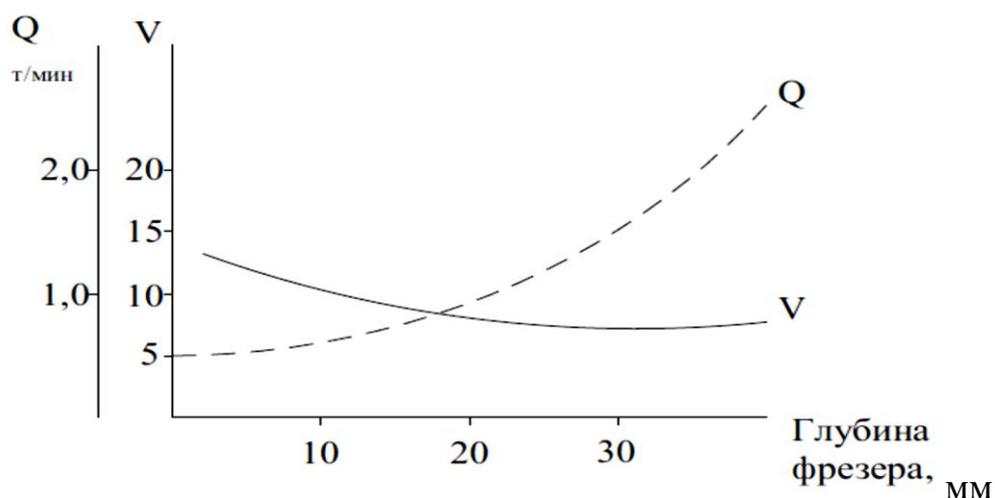


Рисунок 1.15 – Зависимость скорости перемещения и производительности комбайна от глубины фрезерования

В работе [41] исследована зависимость часовой производительности фрезерного комбайна MTS – 180 от длины полосы фрезерования для разных схем отработки (рис.1.16) [41].

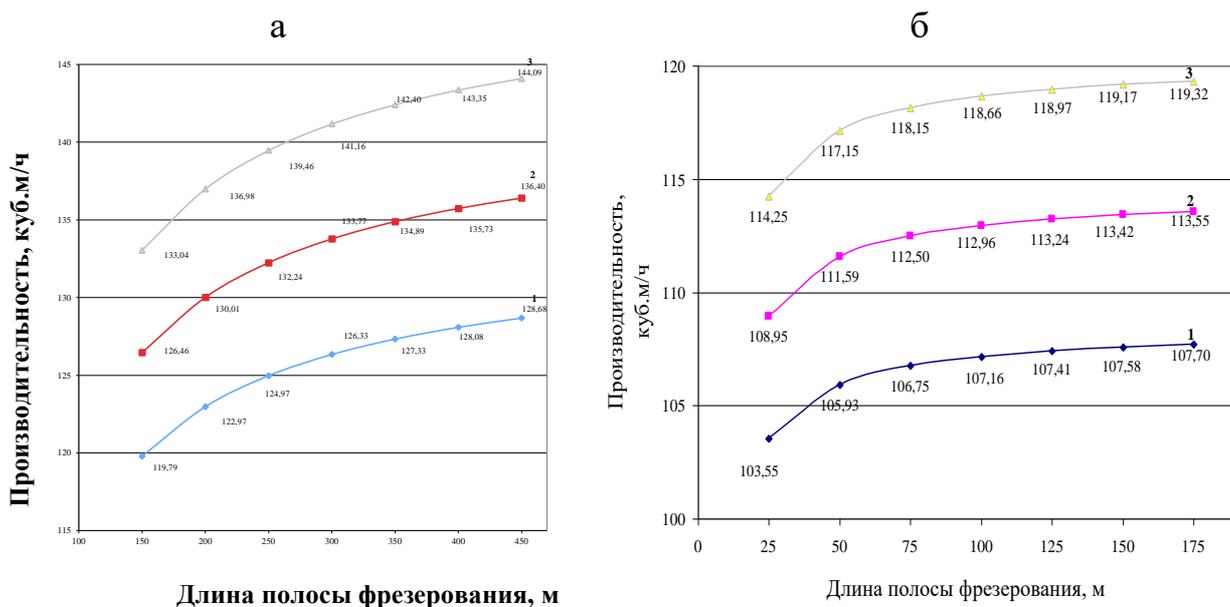


Рисунок 1.16 – Зависимость производительности комбайна от длины полосы фрезерования: а – при схеме с разворотом машины в конце полосы; б – при схеме с обратным холостым пробегом; 1 – скорость фрезерования 1,6 м/мин; 2 – скорость фрезерования 1,7 м/мин; 3 – скорость фрезерования 1,8 м/мин

Автор установил [41], что сквозной подъезд обеспечивает высокую производительность процесса фрезерования руды и малую площадь рабочей площадки блока. При этом доказано, что оптимальная длина полосы фрезерования является критерием при выборе длины блока.

Таким образом, благодаря мобильности фрезерных комбайнов и возможности селективной технологии разработки сложноструктурных месторождений, обеспечивается высокий уровень поточности горного производства в сочетании с автоматизацией выемочно-погрузочных и транспортных процессов.

Применительно к возможности использования послойно-полосовой технологии фрезерными комбайнами Ошурковского месторождения следует учитывать перемешивание кондиционной, некондиционной руды и пустой породы, а также усреднение содержания ценного компонента в целом. Это обуславливает дополнительные потери полезного ископаемого и разубоживание. Технологические потери полезного ископаемого при добыче и переработке неизбежны, однако, их уровень должен быть обоснован и регламентирован.

Таким образом, снижение потерь при добыче – одна из существенных экономических и экологических задач рационального использования недр.

Очевидно, что главным недостатком послойно-полосовой технологии в рассматриваемых условиях является неконтролируемая валовая выемка рудной массы, а устранение этого недостатка требует разработки дополнительных технических решений и приемов управления качественными характеристиками рудного потока. Повышение результативности рационального использования минеральных ресурсов обеспечивается путем измерения показателей их качества при оперативном управлении процессами выемки и погрузки вовлекаемых в разработку руд с различным содержанием ценных компонентов [99, 100].

Эффективная разработка сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами будет обеспечена при наличии средств оперативного контроля за качеством добытого полезного ископаемого в отдельной выемочной порции отбитой рудной массы [98]. Образцом такой порции наиболее часто служит автосамосвал. Выполнение требований к качеству добытого полезного ископаемого при разработке сложноструктурных месторождений предусматривает применение селективной выемки полезного ископаемого и формирование на основе оперативного контроля качественных характеристик добытой рудной массы отдельных грузопотоков.

Требования в первую очередь направлены на снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого, что имеет принципиальное значение для месторождений с относительно небольшими различиями содержания полезного компонента в кондиционном и некондиционном полезном ископаемом. Решающим условием применения технологии селективной добычи и формирование грузопотоков заданного качества является наличие метода, позволяющего оперативно с высокой степенью надежности и с удовлетворительной погрешностью разделять добытую рудную массу на порции рационального объема с определением в них содержания полезного компонента.

Как правило, главными звеньями в технологической цепи разделении добытой рудной массы на грузопотоки заданного качества являются – порционная выемка (например, в объеме кузова автосамосвала) и сортировка

выемочных порций (например, с помощью геофизических методов опробования).

Несмотря на большой мировой опыт применения рудосортировки в горном деле, до последнего времени она не использовалась при отработке неконтрастных руд. При разработке месторождений радиоактивных полезных ископаемых с целью учёта добычи и разделения кондиционных руд на сорта, некондиционных руд для переработки и выделения забалансовых руд и пустой породы на карьерах ведётся оперативное опробование руды радиоактивных металлов [33].

Однако непосредственное измерение радиометрическими методами полезных компонентов может быть затруднено или практически невозможно по техническим или экономическим причинам. В этом случае технологии измерений, обеспечивающие оперативный контроль качества, добытого полезного ископаемого, основаны на выявлении взаимосвязей полезного компонента с элементами-спутниками, находящимися в полезном ископаемом или рудной массе. Применяемый на практике способ измерения содержаний полезного компонента с помощью радиометрической контрольной станции (РКС), через которую пропускается загруженный автосамосвал, для месторождения Ошурковское мало пригоден, поскольку измерение содержания полезного компонента только в поверхностном слое порции добытой рудной массы увеличивает погрешность определения содержания P_2O_5 . Для таких месторождений необходима технология порционной выемки руды, предусматривающая оперативный статистически и достоверный контроль содержания P_2O_5 во всем объеме каждой порции, что обеспечит требуемое качество добываемого полезного ископаемого. В данном случае идет речь об определении содержания ценного компонента в каждом загруженном автосамосвале.

Следовательно, разработка циклично-поточной открытой геотехнологии порционной выемки руд, параметры которой обеспечивали бы оперативный контроль качественных характеристик добытой рудной массы и формирование в процессе погрузочных работ рудопотоков, соответствующих требованиям потребителей, является актуальной научно-практической задачей.

1.5. Цель, задачи и методы исследований

Выполненный анализ различных литературных источников и опыта разработки сложноструктурных месторождений показал, что замена традиционной технологии с буровзрывной подготовкой пород на безвзрывную при отработке сложноструктурных месторождений повышает уровень безопасности производственных процессов и обеспечивает сокращение экологической нагрузки горного производства на окружающую среду. Переход на безвзрывную технологию позволяет уменьшить трудозатраты, вследствие исключения технологических процессов бурения и заряжания скважины, взрывания массива и сопутствующих им вспомогательных работ, связанных с хранением, приготовлением и перевозкой взрывчатых веществ и материалов. Безвзрывная технология позволяет снизить показатели потерь и разубоживания руды при добыче и, как следствие, повысить извлечение полезных ископаемых из недр с обеспечением более высокого содержания ценного компонента и меньшего содержания вредных примесей в добываемой рудной массе.

Применение фрезерных комбайнов позволяет совмещать несколько технологических процессов: подготовку к выемке (рыхление), погрузку и первичное дробление полезных ископаемых. Машины обеспечивают высокую селективную способность за счет регулирования толщины срезаемого слоя горных пород. При этом в процессе работы комбайнов образуются ровные, не требующие планировки рабочие и транспортные площадки уступов.

Для месторождений с относительно небольшими различиями содержания ценного компонента в кондиционном и некондиционном минеральном сырье снижения потерь и разубоживания руды можно достичь при применении послойно-порционной технологии. Повышение эффективности разработки фрезерными комбайнами достигается за счет использования средств оперативного контроля качества добытого сырья и определения оптимального объема загрузки отбитой рудной массы в единичные транспортные сосуды.

Ошурковское сложноструктурное месторождение апатитовых руд,

бедных по содержанию ценного компонента P_2O_5 , характеризуется небольшим различием между содержаниями ценного компонента в балансовых запасах и вмещающих породах (3,8 % и 2,8 %, соответственно), принято в диссертации в качестве базового примера. Отсутствие при разработке прямого оперативного контроля над содержанием ценного компонента в разрабатываемом массиве и извлекаемой рудной массе не обеспечивает заданного качества и эффективности добычи апатитовой руды, так как рудная масса, бесконтрольно загружаемая в автосамосвалы, не может быть разделена на грузопотоки по качественному признаку. Кроме того, расположение месторождения в природоохранной зоне озера Байкал обуславливает отказ от буровзрывной подготовки массива. Поэтому, разработка циклично-поточной открытой геотехнологии порционной выемки руд, параметры которой обеспечивали бы оперативный контроль качественных характеристик добытой рудной массы и формирование в процессе погрузочных работ рудопотоков, соответствующих требованиям потребителей, является актуальной научно-практической задачей.

Целью работы является обоснование параметров эффективной экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд с обеспечением заданных качественных характеристик добытой рудной массы.

Идея работы заключается в обеспечении эффективного и экологически безопасного освоения сложноструктурного месторождения апатитовых руд в экологически охранной зоне на основе применения открытой геотехнологии с использованием фрезерных комбайнов для послойно-порционной выемки и управления качеством добытого сырья в процессе загрузки в транспортные средства путем контроля содержания элемента-спутника радиометрическим методом.

Достижение поставленной цели и реализация идеи обеспечены решением научно-практических задач:

– обобщение опыта и систематизация технологических решений по геотехнологии открытой разработки сложноструктурных месторождений комбайнами фрезерного типа;

- установление закономерностей изменения качества рудопотоков минерального сырья в зависимости от параметров геотехнологии;
- разработка технологии, режима и параметров разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд в экологически охранной зоне с обеспечением заданных технологических свойств рудной массы;
- обоснование методов и средств контроля качества апатитовых руд;
- обоснование критериев эффективности технологических решений при разработке сложноструктурных месторождений апатитовых руд;
- разработка методики определения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных месторождений.

Методы исследований включают сбор, обобщение и анализ результатов научных исследований и практического опыта в области разработки сложноструктурных месторождений, моделирование геологического строения месторождения, технологии его разработки фрезерными комбайнами и технологической схемы послойно-порционной выемки, экспериментальные исследования по радиометрическому контролю качества минерального сырья по содержанию элемента-спутника, аналитические и графо-аналитические исследования, статистическую обработку результатов, научное обобщение, технико-экономические расчеты.

2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЗАЩИЩЕННОЙ ЗОНЕ

2.1. Требования к качеству минерально-сырьевых потоков и технологии их формирования при освоении Ощурковского месторождения

Под минерально-сырьевыми потоками понимают совокупность природного и техногенного сырья, предназначенную для получения товарной продукции и при необходимости ее переработки руд, классифицируются на основные и технологические. К ним относят потоки минерального вещества, образованные в результате техногенного изменения недр и формирующие производственную мощность горно-обогатительного предприятия по товарной продукции [37]. То есть необходимые требования к качеству таких потоков определяются исключительно техническими условиями последующей переработки. Под технологическими минерально-сырьевыми потоками, в свою очередь, понимают потоки, образующиеся в результате реализации полного цикла комплексного освоения рудных месторождений за счет утилизации отходов производства и вовлечения ранее законсервированного низкокачественного сырья и в эксплуатацию для доизвлечения ценных компонентов и закладки выработанного пространства. К таким потокам отнесены: карьерные, шахтные и подотвальные воды; рудничные стоки и стоки хвостохранилища; вскрышные и отвальные породы; некондиционная рудная масса и рудная масса, планируемая для последующей переработки; отходы сепарации и т.п.

Требования к качеству минерально-сырьевых потоков и технологии их формирования при разработке сложноструктурных месторождений определяются:

- особенностями геологического строения сложноструктурного месторождения;
- особенностями технологии добычи горной массы и способа дезинтеграции руды: взрывного или механизированного;
- техническими условиями на товарную продукцию.

Перспективная послойно-полосовая технология выемки с применением фрезерных комбайнов при освоении Ошурковского месторождения обуславливает перемешивание кондиционной, некондиционной руды и пустой породы. Кроме того, комбайновая выемка приводит к дополнительному разубоживанию при отсутствии оперативного контроля за содержанием ценного компонента в разрабатываемой рудной массе.

Особенностями технологии добычи рудной массы фрезерными комбайнами являются:

- возможность отработки горного массива горизонтальными полосами определенной ширины и заданной глубины с обеспечением необходимой стадии дезинтеграции горной массы и опережающим контролем ее качества;

- возможность отдельной выемки слоев полезного ископаемого и пустых пород мощностью от 0,1 до 0,7 м (в зависимости от выбранной модели фрезерного комбайна и свойств пород);

- выемка горной массы без предварительной подготовки буровзрывным способом;

- высокий уровень поточности горного производства в сочетании с высокой степенью автоматизации выемочно-погрузочных и транспортных процессов;

- автономность и мобильность выемочно-погрузочного оборудования.

Определяющими факторами при выборе геотехнологии и параметров горнотехнических систем освоения Ошурковского месторождения (глубины и направления развития горных работ) являются закономерности распределения в массиве участков богатой и бедной руды, пустых пород – как по мощности, так и по площади месторождения.

Ограничения, накладываемые особенностями расположения и геологического строения Ошурковского месторождения на качественные характеристики извлекаемой рудной массы, предназначенной для первичной переработки, обуславливают необходимость формирования надежной системы управления качеством минерально-сырьевых потоков. Такая

система при использовании фрезерных комбайнов должна отвечать следующим требованиям:

- разрабатываемый слой по длине разделен на единичные выемочные порции;

- в процессе выемки горной массы в режиме реального времени осуществляется контроль содержания полезного компонента в каждой выемочной порции рудной массы;

- результаты определения содержания полезного компонента в каждой выемочной порции должны быть надежными;

- грузопотоки с разными характеристиками разделены.

Перечисленные требования к системе управления грузопотоками карьера при разработке месторождения Ошурковское обусловили необходимость разработки научно-методических основ и практических рекомендаций для выбора:

- способа определения содержания полезного компонента в каждой единичной выемочной порции рудной массы непосредственно в ходе выполнения выемочно-погрузочных работ;

- разделительного признака, использование которого для каждой единичной выемочной порции позволяет определить содержание в ней полезного компонента в режиме реального времени;

- способа определения статистически надежных результатов измерений объемов и качества добытой рудной массы;

- схемы управления качественными характеристиками минерально-сырьевых потоков при разработке месторождения апатитовой руды.

Становится очевидным, что при разработке рудного поля Ошурковского месторождения фрезерными комбайнами с использованием послонно-полосовой технологии добычи, главным недостатком этой технологии в рассматриваемых условиях является отсутствие контроля качества добытой рудной массы.

2.2. Параметры горнотехнической системы комбайновой выемки руды и факторы ее определяющие

Под горнотехнической системой при освоении сложноструктурных месторождений понимается взаимодействие функционирующих на осваиваемом участке недр оборудования, технологических процессов, вскрывающих, транспортных выработок, добычного забоя во взаимосвязи с участком недр [4-8, 38]. Забой в рассматриваемом случае представляет собой горизонтальную выемочную полосу, формируемую фрезерным комбайном. Отгрузку горной массы возможно осуществлять непосредственно в автосамосвалы (рис. 2.1).

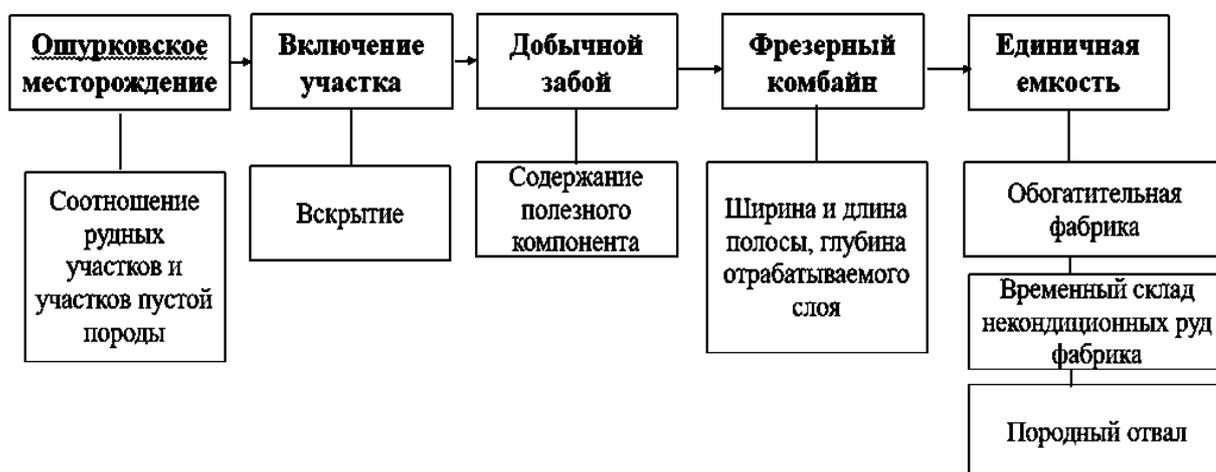


Рисунок 2.1 – Структура горнотехнической системы освоения сложноструктурного месторождения карбонатного типа на примере Ошурковского месторождения

Все применяемое выемочно-погрузочное, транспортное и вспомогательное оборудование должно обеспечивать требуемую экономическую эффективность и экологическую безопасность освоения месторождения с заданной производительностью и показателями качества товарной продукции. Основными параметрами горнотехнических систем освоения сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами являются:

– ширина полосы разрабатываемых пород – определяется размером рабочего органа применяемого фрезерного комбайна и в рассматриваемых условиях является величиной постоянной;

– мощность вынимаемого слоя – зависит от физико-механических свойств разрабатываемых пород и для конкретных пород является величиной постоянной;

– длина единичной выемочной порции – зависит от принятой технологической схемы выемочно-погрузочных работ и в рассматриваемом случае определяется вместимостью кузова автосамосвала, и по сути его грузоподъемностью;

– емкость и грузоподъемность автосамосвала – определяются и использованием 3D-модели месторождения с учетом закономерности распределения качества сырья в объеме месторождения;

– производительность карьера по добыче рудной массы – определяется горно-геологическими условиями разработки месторождения и параметрами выемочного оборудования.

Особенности геологического строения Ошурковского апатитового месторождения при разработке фрезерными комбайнами с выемкой пород слоями в виде полосы с неизменной шириной и управляемой глубиной выемочного слоя определяют, в свою очередь, необходимость оптимизации технологической схемы развития фронта горных работ с учетом закономерностей распределения полезных ископаемых в массиве месторождения:

– величины единичной выемочной порции, определяющей грузоподъемность применяемого автосамосвала;

– ширины и глубины полосы фрезерования;

– угла между выемочной полосой и простиранием рудной залежи, от которого зависит разубоживание добываемой рудной массы;

– производительности комбайна, зависящей от физико-механических характеристик разрабатываемых пород.

Анализ исследований и опыта применения безвзрывных технологий показал, что при разработке Ошурковского апатитового месторождения предпочтительно использовать фрезерные комбайны фирмы Wirtgen (WSM). Так, при отработке Ошурковского месторождения длина фронта добычных работ составляет около 1000 м. Схема работы фрезерного комбайна приведена на рисунке 2.2.

Часть технологических параметров послойно-полосовой выемки руды фрезерными комбайнами принимается по рекомендациям фирмы-производителя оборудования: толщина разрабатываемого слоя, рабочая скорость перемещения комбайна при фрезеровании, время продуктивного использования оборудования, а часть параметров должна быть обоснована с учетом особенностей геологических характеристик месторождения: ширина полосы, размер единичной выемочной порции, угол между выемочной полосой и простираемением залежей, производительность комбайна.

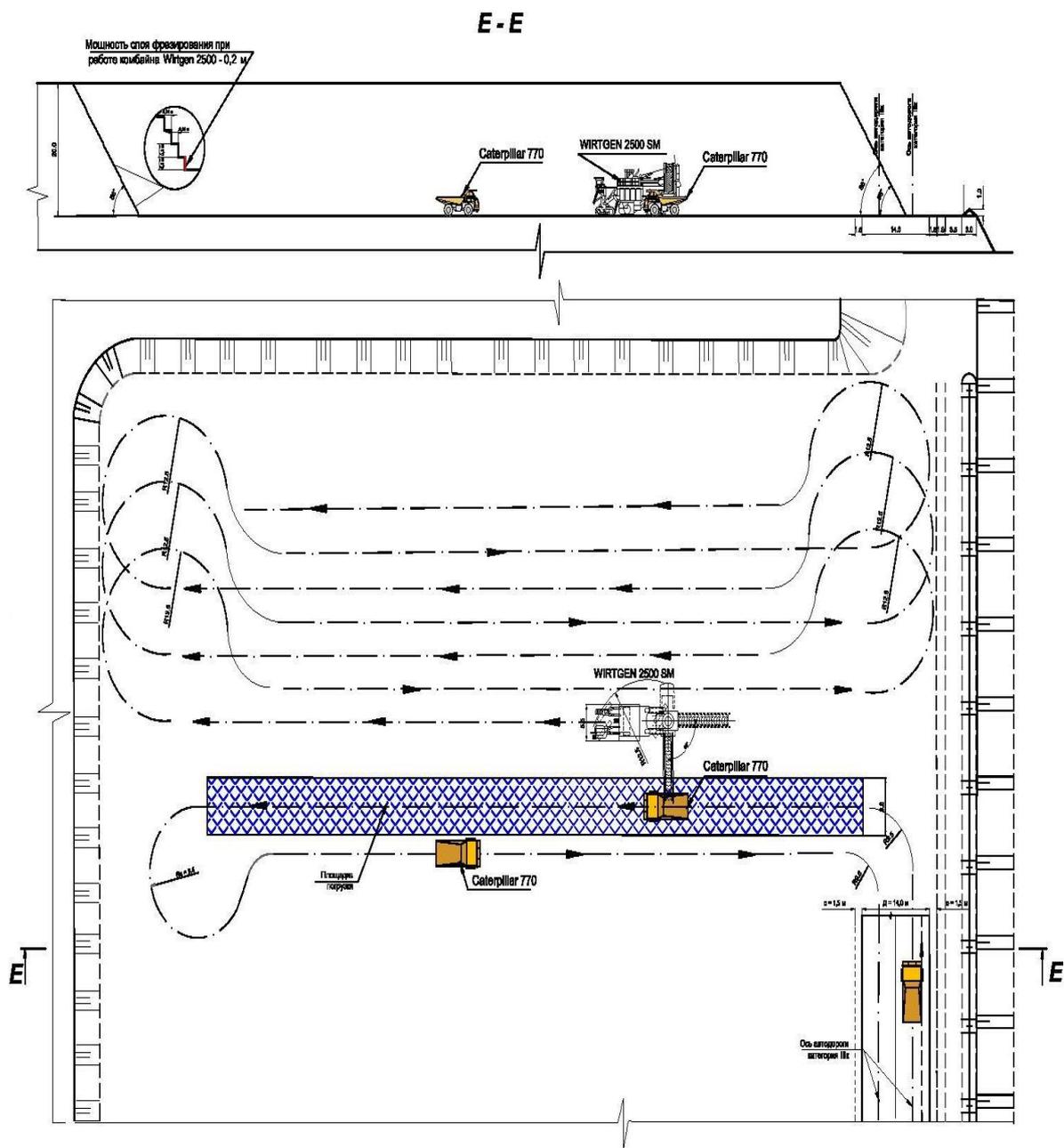


Рисунок 2.2 – Принципиальная технологическая схема работы фрезерного комбайна

В частности, рабочая скорость движения комбайна определяется крепостью и прочностными характеристиками пород и глубиной разрабатываемого слоя, с которыми она находится в обратной зависимости:

- для крепких пород ($\sigma_{сж} > 80$ МПа) скорость составляет $v_p=3\div5$ м/мин;
- для пород средней крепости ($\sigma_{сж}=40\div80$ МПа) – $v_p=5\div10$ м/мин;
- для мягких ($\sigma_{сж} < 40$ МПа) – $v_p=10\div20$ м/мин.

Выбор таких параметров, как ширина выемочной полосы, размер выемочной порции, угол между выемочной полосой и простиранием залежи, производительность комбайна требуют разработки специальной методики обоснования.

Модельный ряд наиболее распространенных фрезерных комбайнов фирмы Wirtgen включает 4 машины, отличающихся шириной выемочной полосы: 1,8; 2,5; 3,2 и 4,2 м. При разработке месторождений сплошными горизонтальными слоями длина рабочего органа комбайна влияет на потери полезного ископаемого в зависимости от соотношения ширины выемочной полосы и ширины рудных участков. Рассмотрим крайние варианты первоначального положения выемочной полосы относительно рудного участка (рис. 2.3): а) – граница выемочной полосы совпадает с границей выемочного участка; б) – граница выемочной полосы совпадает с границей, определяющей долю допустимого примешивания вмещающих пород и предельного разубоживания добытой рудной массы.

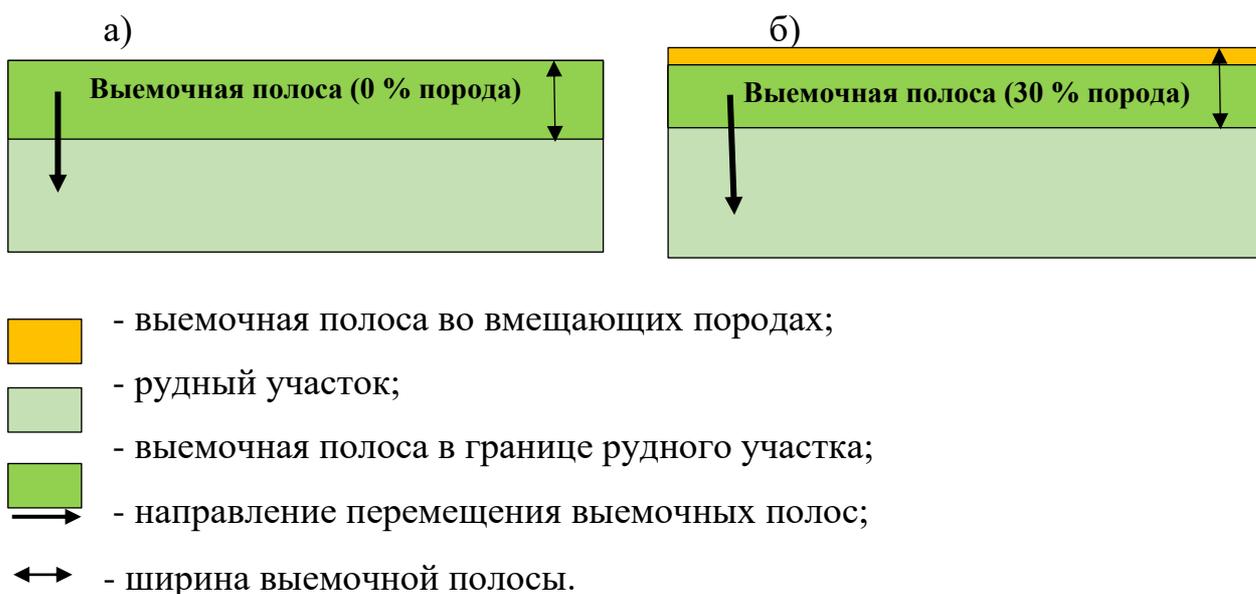


Рисунок 2.3 – Схема взаимного расположения выемочной полосы и рудного участка на начальном этапе его разработки: вариант 1 (а) и вариант 2 (б).

Оба варианта не имеют потерь на начальном этапе разработки рудного участка. Выбор вариантов такого расположения выемочной полосы и рудного участка связан с тем, что при разработке месторождения фрезерными комбайнами положение выемочных полос не может выбираться произвольно – они располагаются вплотную друг к другу. Поэтому при реализации первого варианта (а), выемочная полоса полностью находится во вмещающих породах, а при реализации второго (б) варианта она располагается частично во вмещающих породах и частично рудном участке.

Положение выемочных полос на выходе из рудного участка также может быть различным – без прихвата и с прихватом вмещающих пород (рис. 2.4).

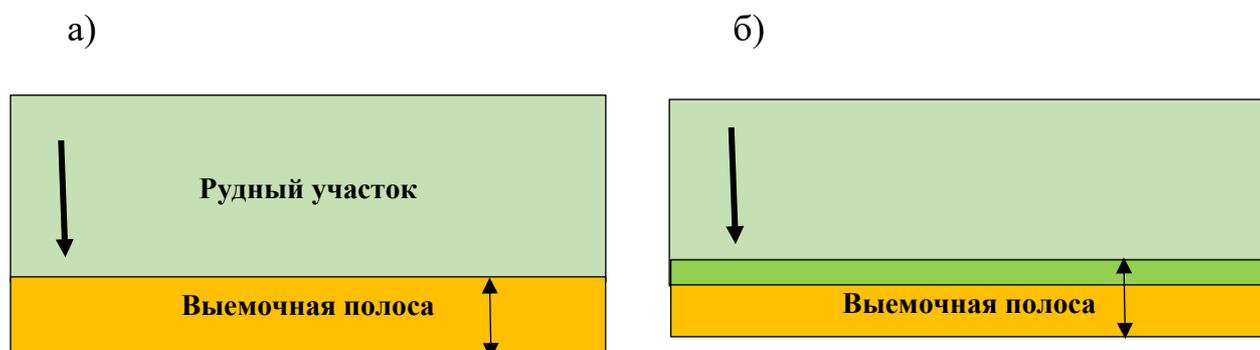


Рисунок 2.4 – Схема взаимного расположения выемочной полосы и рудного участка: полностью во вмещающих породах (а) и с прихватом части вмещающих пород (б)*

* обозначения соответствуют представленным на рис. 2.3.

При такой технологии разработки месторождения потери рудной массы будут зависеть от кратности отношения ширины рудного участка к ширине выемочной полосы (длине рабочего органа комбайна) и определяться геолого-технологическими характеристиками: шириной рудного участка и конструктивными особенностями комбайна.

Взаимосвязь потерь апатитовой руды с длиной рабочего органа, шириной выемочной полосы фрезерного комбайна определена по данным моделирования. Для этого выбран типичный рудный участок, по ширине которого на плане разместили выемочные полосы, последовательно изменяя их ширину от 1,8 до 4,2 м. Для расчетов выбрали характерные варианты размещения первой полосы: вариант 1 – первая полоса полностью

размещалась внутри рудного участка без прихвата вмещающих пород; вариант 2 - первая полоса размещалась на 30 % во вмещающих породах. При моделировании рассчитывалось количество прихваченных вмещающих пород, превышение которого позволяет отнести полезное ископаемое в извлеченной рудной массе к потерям. В качестве критерия оценки эффективности рассчитывались потери руды, выраженные через долю участков вмещающих пород в ширине выемочной полосы, а в качестве ограничивающего фактора – доля примешивания вмещающих пород $V_{\text{вм}} \leq 03 \%$.

Методика расчетов заключалась в последовательном решении задач:

- определение средней ширины рудных участков;
- последовательное задание первоначального положения выемочной полосы относительно границы участка, обеспечивающем долю прихвата вмещающих пород в интервалах 0 и 20, 40, 60 и 80 %;
- определение доли породной и рудной частей в первой выемочной полосе рудного участка; при доле породной части $V_{\text{вм}} > 30 \%$, доля рудной части в ширине выемочной полосы относится к потерям;
- определение остаточной ширины рудного участка для размещения выемочных полос заданной ширины. Относительная ширина рассчитывалась как разность между шириной участка и рудной части в общей ширине выемочной полосы;
- определение отношения остаточной ширины рудного участка к длине рабочего органа комбайна;
- определение доли породной и рудной частей в последней выемочной полосе рудного участка. При доле породной части $V_{\text{вм}} > 20 \%$ доля рудной части в ширине выемочной полосы относится к потерям;
- расчет доли рудных частей в первой и последней выемочной полосе;
- определение суммарной длины потерянных рудных частей и расчет потерь, как отношение длины потерянной части руды к общей ширине участка.

Исходные данные: средняя ширина рудного участка – 24 м; длина рабочего органа комбайна – 1,8; 2,5; 3,2 и 4,2 м; граница выемочной полосы совпадает с границей рудного участка (прихват вмещающих пород 0 %); предельная доля прихватываемых вмещающих пород – 30 %.

Пример расчета для типичного рудного участка, средней шириной 24 м, представлен в таблице 2.1, обобщенные результаты – в таблице 2.2 и на рисунке 2.5. Расчеты выполнены для вариантов размещения выемочной полосы относительно границы рудного участка с прихватом вмещающих пород 20, 40 и 60 %.

Таблица 2.1 – Расчет потерь для типичного рудного участка шириной 24 м

Показатели	Значение показателя при длине рабочего органа, м			
	1,8	2,5	3,2	4,2
Доля вмещающих пород в первой выемочной полосе 20 %				
2.1. Ширина выемочного участка, м	24,0	24,0	24,0	24,0
2.2. Доля рудной части в выемочной полосе, %	80	80	80	80
2.3. Длина рудной части по ширине выемочной полосы, м	1,4	2,0	2,6	3,4
2.4. Остаточная ширина рудного участка для размещения выемочных полос заданной ширины, м	22,6	22,0	21,4	20,6
2.5. Отношение остаточной ширины рудного участка к длине рабочего органа комбайна, доли ед.	12,5	8,8	6,7	4,9
2.6. Доля ширины выемочной полосы в породной части, доли ед.	0,5	0,8	0,7	0,9
2.7. Доля породной части в последней выемочной полосе, %.	50	80	70	90
2.8. Выемочные полосы с горной массой, не соответствующей требованиям по содержанию (доля породной части более 20 %).	+	+	+	+
2.9. Доля ширины выемочной полосы в рудной (потерянной) части, доли ед.	0,5	0,2	0,3	0,1
2.10. Длина потерянной рудной части в последней выемочной полосе, м	0,9	0,5	1,0	0,4
2.11. Суммарная длина потерянной рудной части в первой и последней выемочной полосе, м	2,3	2,5	3,6	5,1
2.12. Потери апатитовой руды, %	9,6	10,4	15,0	21,3

Таблица 2.2 – Обобщенные результаты расчета потерь руды

Прихват вмещающих пород, %	Потери руды, %			
	1,8	2,5	3,2	4,2
Ширина выемочной полосы, м				
0	5,4	4,2	6,7	5,4
20	9,6	10,4	15,0	21,3
40	6,7	6,2	9,2	10,4
60	2,9	4,2	5,4	19,2

Анализ результатов расчетов показал, что в интервале до 3,5 м потери руды мало зависят от ширины фрезерования, а в качестве наиболее предпочтительного варианта для разработки апатитового месторождения Ошурковское целесообразно принять комбайн WSM с шириной фрезерования 2,5 м, имеющей наибольшее распространение при разработке месторождений.

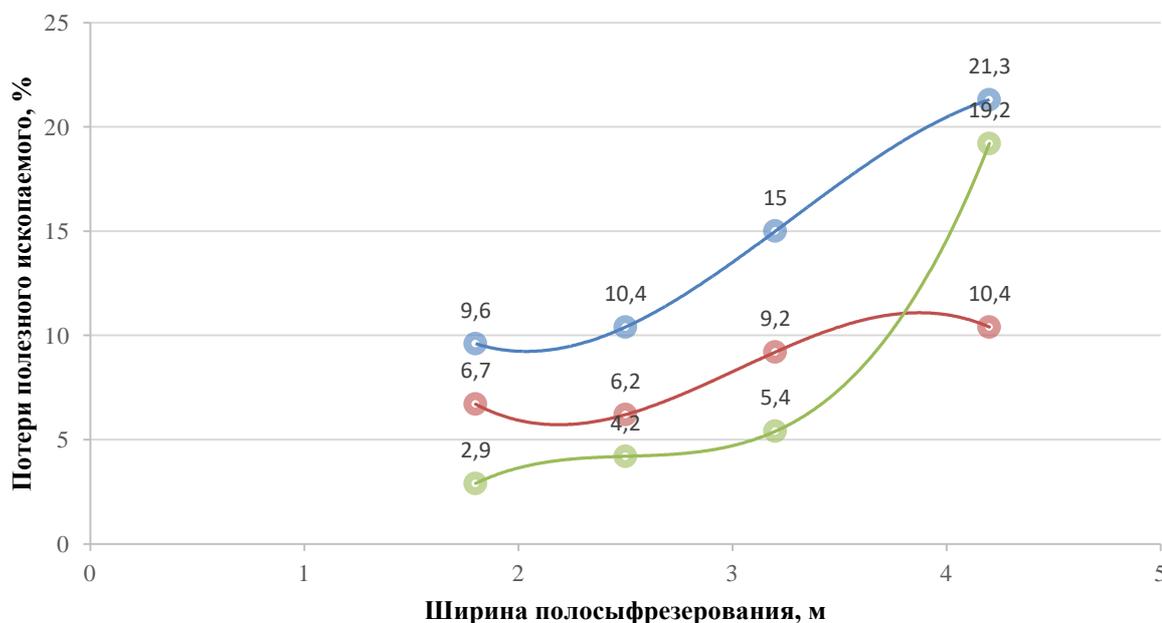


Рисунок 2.5 – Зависимость потерь руды от ширины выемочной полосы

Величина выемочной порции при выемке фрезерными комбайнами, работающими на месторождении в комплексе с автосамосвалами, определяется геометрическими параметрами оборудования и технологической схемой выемочно-погрузочных работ, строением месторождения, особенностями послойно-полосовой технологии работ.

Геометрические параметры оборудования и технологическая схема выемочно-погрузочных работ влияют на объем выемочной порции через

ширину полосы разрабатываемых пород (ширину фрезерования), высоту разрабатываемого слоя и длину выемочной порции:

– ширина полосы разрабатываемых пород определяется размером рабочего органа применяемого фрезерного комбайна и в рассматриваемых условиях является величиной постоянной;

– мощность вынимаемого слоя зависит от физико-механических свойств разрабатываемых пород и для конкретных пород является величиной постоянной;

– длина выемочной порции зависит от принятой технологической схемы выемочно-погрузочных работ и в рассматриваемом случае определяется вместимостью кузова автосамосвала, и по сути его грузоподъемностью.

Строение месторождения оказывает влияние на величину единичной выемочной порции через размеры рудных и породных участков, чередующихся по длине разрабатываемой полосы.

Особенностью послойно-полосовой технологии работ является непрерывное формирование выемочных порций рудной массы независимо от потребительских характеристик пород. Такая особенность технологии предопределяет разделение выемочных порций на три группы с разными потребительскими характеристиками: рудные, получаемые полностью на рудных участках, породные, получаемые полностью на породных участках, и смешанные рудно-породные, получаемые от разработки так называемой зоны смешивания, в которой выемочная порция формируется частично из рудных и частично из породных участков (рис. 2.6).

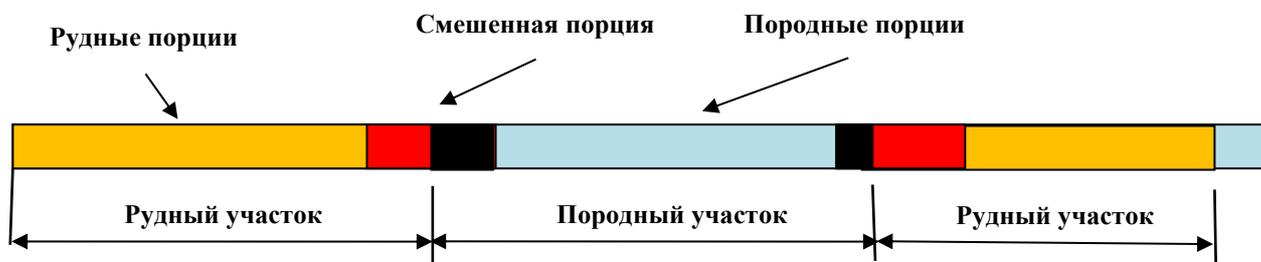


Рисунок 2.6 – Схема формирования выемочных порций при разработке апатитового месторождения фрезерными комбайнами

При этом доля породной составляющей в выемочной порции предопределяет направление перемещения рудной массы – либо на

переработку, либо в отвал, что в итоге формирует потери как собственно полезного ископаемого, так и его качества и, следовательно, влияет на общую величину ущерба. Поэтому в рассматриваемом случае особое внимание следует обратить на зону смешивания, где в одну порцию попадают рудные и породные участки. Именно оптимизация размеров зоны смешивания позволяет обосновать размеры единичной выемочной порции при послойно-полосовой разработке сложноструктурных месторождений. Перечисленные особенности отработки такой зоны фрезерными комбайнами использованы при разработке методики определения размера единичной выемочной порции.

Определение размера выемочной порции при работе фрезерного комбайна ориентировано на кондиционное содержание в ней полезного компонента и сводится к следующим положениям:

- выбор типичного представительного участка месторождения с чередующимися рудными и породными участками, согласно действующим требованиям;

- определение основных исходных данных: геометрических параметров полосы разрабатываемых пород (длина L , ширина $b_{п}$ и мощность m_c извлекаемого слоя), содержания полезного компонента в руде и породе, среднего объёмного веса руды, удельного веса, крепости по шкале Протодяконова и пр.;

- определение длины рудных L_r и безрудных (породных) $L_{п}$ участков в полосе разрабатываемых пород;

- выбор грузоподъемности автосамосвала (масса загружаемой порции) Q_{ac} и определение соответствующей ей длины выемочной за цикл полосы $l_{порц}$; на представленном на рис. 2.7 примере $Q_{ac} = 10$ т, следовательно, $l_{порц} = 3$ м;

- определение соотношения руды и породы в извлеченных порциях из зоны смешивания рудного и породного участков (под зоной смешивания понимается зона на границе рудного и породного участков, в которой выемочная порция формируется из породной и рудной частей).

При разработке сложноструктурных месторождений величина единичной выемочной порции прямо пропорциональна длине обрабатываемой полосы, а потери руды и примешивание вмещающих пород происходят в зоне контактов рудных и породных участков, в которых происходит смешивание в одной порции руды и вмещающих пород и количество которых непосредственно зависит от коэффициента рудоносности массива.

Причем, количество таких зон смешивания находится в параболической зависимости от коэффициента рудоносности: по мере увеличения коэффициента рудоносности количество зон смешивания сначала возрастает, а затем уменьшается. Естественно, что размеры рудных включений в породной зоне, а породных включений в рудной зоне остаются одинаковыми.

При этом, очевидно, что потери руды и примешивания вмещающих пород зависят от соотношения длин породных и рудных участков и длины выемочной порции

В зоне смешивания единичная выемочная порция состоит из рудной и породной частей, причем, величина последней определяет принадлежность порции горной массы либо к рудной ($a_{\text{пк}} \geq 3,5 \%$), либо к породной ($a_{\text{пк}} < 3,5 \%$) массе. Расчеты показали, что если в выемочной порции доля породной части превышает $\Delta I_{\text{п}} > 0,31$, т.е., больше 31 %, то такая порция должна быть направлена в отвал.

Путем последовательного перебора вариантов из выемочных порций размером 10, 20, 30 и 40 т на типичном участке месторождения, размером в плане 300х400 м, могут быть определены объемы единичной выемочной порции, параметры которой обеспечивают минимум суммарного ущерба от потерь руды, потерь качества руды, примешивания вмещающих пород и изменения производительности комбайна.

Направление движения комбайна

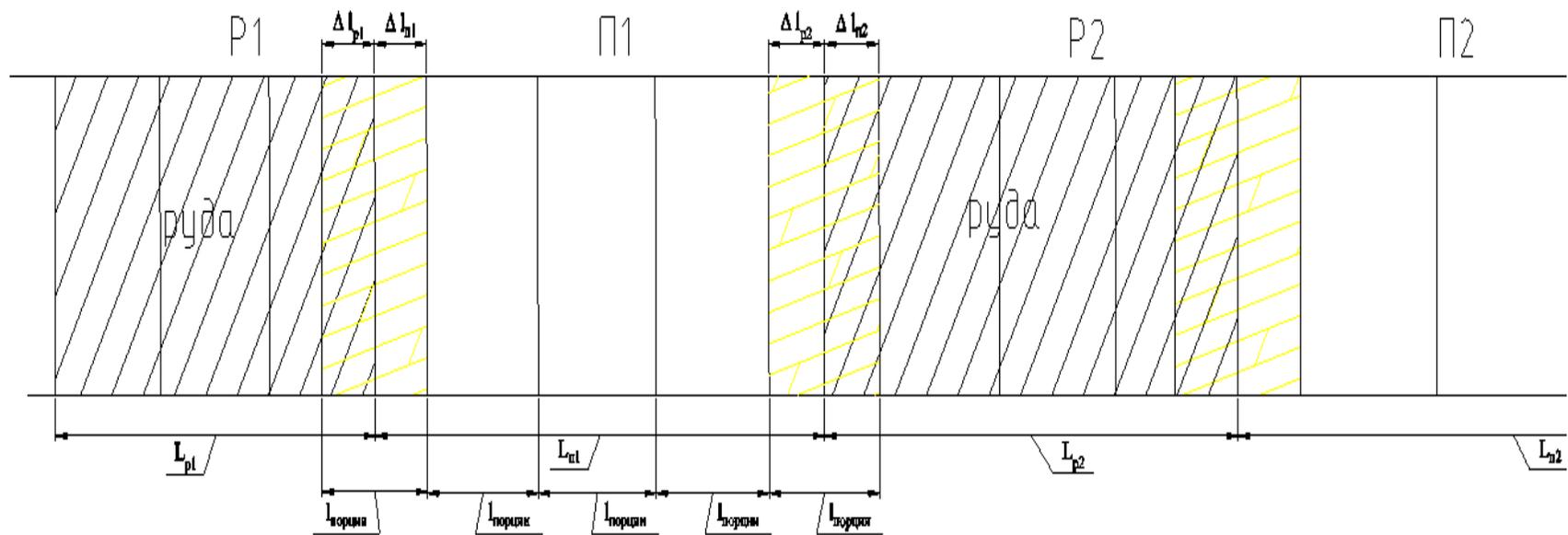


Рисунок 2.7 – Схема к расчету структуры порций при разработке зоны смешивания фрезерными комбайнами

Алгоритм выполненных расчетов следующий:

1. Определение количества потерянной руды и примешивания вмещающих пород во всех зонах смешивания в полосе фрезерования. Для этого длина рудных и породных участков представляется в виде:

$$L_{pi} = (n_{pi} + \Delta n_{pi})l_j; \quad L_{ni} = (n_{ni} + \Delta n_{ni})l_j; \quad (2.1)$$

где L_{pi} , L_{ni} – длина i -того рудного и i -того породного участков; n_{pi} ; n_{ni} – количество целых выемочных порций на i -том рудном и i -том породном участке; Δn_{pi} , Δn_{ni} – дробная часть выемочной порции на i -том рудном и i -том породном участке; l_j – длина j -того размера выемочной порции.

2. Для j -того размера выемочной порции определяются потери руды и примешивания вмещающих пород в t -том количестве зон смешивания «руда – порода»:

$$\sum_1^t \Delta n_{pij} = \begin{cases} \text{при } \Delta n_{pij} \geq 0,69: \text{ примешивание } V_{jp} = \sum_1^i (1 - \Delta n_{pij}) l_j b m \gamma_p, \text{ т} \\ \text{при } \Delta n_{pij} < 0,69: \text{ потери } \Pi_{jp} = \sum_1^i (1 - \Delta n_{pij}) l_j b m \gamma_p, \text{ т.} \end{cases} \quad (2.2)$$

3. Для j -того размера выемочной порции определяются потери руды и примешивания вмещающих пород для t -ого количества зон смешивания «Порода - руда»:

$$\sum_1^t \Delta n_{nij} = \begin{cases} \text{при } \Delta n_{nij} \geq 0,31: \text{ потери: } \Pi_{jn} = \sum_1^i (1 - \Delta n_{nij}) l_j b m \gamma_p, \text{ т;} \\ \text{при } \Delta n_{nij} < 0,31: \text{ примешивание: } V_{jn} = \sum_1^i (1 - \Delta n_{nij}) l_j b m \gamma_p, \text{ т.} \end{cases} \quad (2.3)$$

В качестве критериев отнесения выемочной порции зоны смешивания к группе «Потери» или «Примешивание» используется доля рудной $\Delta n_{pi} \geq 0,69$ или породной $\Delta n_{ni} < 0,31$ ее части, при которой содержание полезного компонента соответствует требованиям обогатительной фабрики: $a_{\min} \geq 3,5 \%$. В рассматриваемом случае доля породной части в выемочной порции не должна превышать 31 %.

Исходные данные для расчетов, принятые в примере: содержание полезного компонента в руде $c=3,8 \%$ и вмещающих породах $b=2,8 \%$, требование ОФ по содержанию полезного компонента в рудной массе $a_{\min} \geq 3,5 \%$, цена апатита в добытой рудной массе $c=167$ руб./% (при цене 5000 руб./т концентрата с содержанием полезного компонента 35 %).

Результаты расчета выемочной порции при послойно-полосовой разработке сложноструктурного месторождения представлены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Пример расчета размера выемочной порции

№ п/п	Алгоритм и/или формула	Результат расчета при грузоподъемности автосамосвала			
		10 т	20 т	30 т	40 т
1.	Определяется длина рудных L_p и породных (безрудных) L_n участков в выемочной полосе, м	43,0; 21,0; 38,0; 17,0; 47,0; 22,0; 50,0			
2.	Задается грузоподъемность а/самосвала (т) и длина выемочной порции (м) $Q_{ac}/L_{порц}$, м	10/3	20/6	30/9	40/12
3.	Определяется количество теряемой балансовой руды в зоне смешивания на границе «Руда – порода» и «Порода – руда» $\Sigma\Pi = \Pi_{jp} + \Pi_{jn}$	70	155	117	286
4.	Определяется допустимое разубоживание рудной массы в порциях из зоны смешивания: $R = \frac{c-a_{cp}}{c} 100, \%$	7,8	7,8	7,8	7,8
5	Определяется допустимое количество примешенных пород в зоне смешивания на границе «Руда – порода» и «Порода – руда» $\Sigma B = B_{jp} + B_{jn}$	3,3	6,6	27,0	48,2
6.	Рассчитываются экономические последствия (потеря ценности) от потерь ΔC_n и разубоживания ΔC_R полезного ископаемого: $\Sigma \Delta C = \Delta C_n + \Delta C_R = 0,01c * c \{ \Sigma\Pi + (B - \Sigma\Pi + \Sigma B)R$, руб.	128,1	179,6	224,2	561,9

По результатам расчетов строится график экономических последствий (ущерба) от потерь и разубоживания полезного ископаемого для исследуемого диапазона изменения грузоподъемности автосамосвала (рис. 2.8).

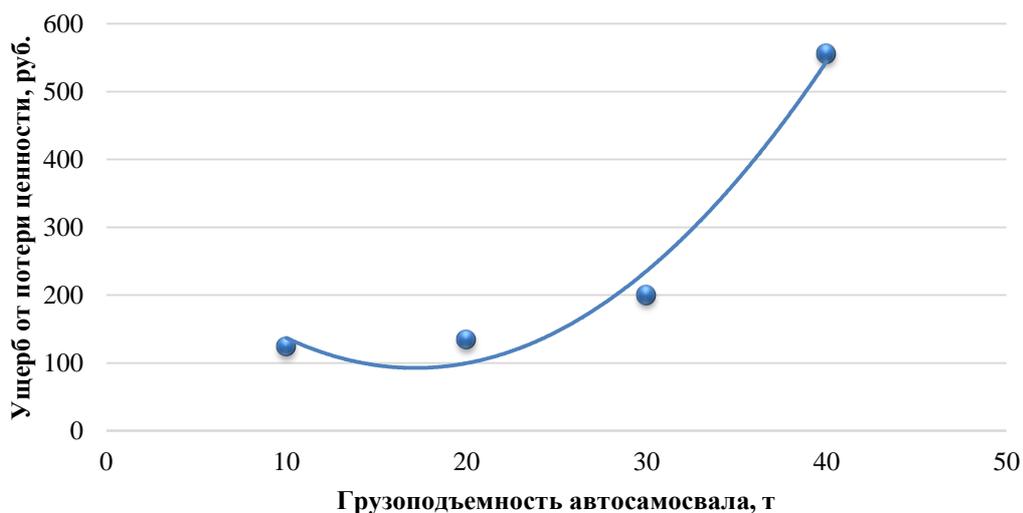


Рисунок 2.8 – Зависимость ущерба из-за потери ценности полезного ископаемого при отработке зон смешивания от грузоподъемности автосамосвала

Грузоподъемность автосамосвала влияет на продолжительность цикла «Выемочно-погрузочные работы – замена автосамосвала» и, соответственно, на эксплуатационную производительность комбайна и себестоимость добычи. Для анализа зависимости себестоимости работы комплекса «Комбайн – автосамосвал» приняты следующие исходные данные: теоретическая производительность $600 \text{ т/ч} = 10 \text{ т/мин}$; время замены самосвала $0,5 \text{ мин}$; продолжительность цикла «Загрузка – замена самосвала» $T_{\text{ц}} = 1,5; 2,5; 3,5 \text{ и } 4,5 \text{ мин}$ и количество циклов $40; 24; 17 \text{ и } 13 \text{ в час}$ для самосвалов грузоподъемностью соответственно $10, 20, 30 \text{ и } 40 \text{ т}$.

При таких исходных данных производительность выемочно-погрузочных работ комплекса «Комбайн – автосамосвал» составляет $400, 480, 510 \text{ и } 533 \text{ т/час}$, этому соответствует себестоимость работ при стоимости 1 часа работы комбайна, принятая равной $12\,000 \text{ рублей}$, соответственно, $30, 25, 23,5 \text{ и } 22,5 \text{ руб./т}$. Себестоимость при непрерывной работе комбайна «на валок» составит 20 руб./т . Следовательно, при работе комбайна в комплексе с автосамосвалами, грузоподъемностью $10, 20, 30 \text{ и } 40 \text{ т}$ (размер единичной выемочной порции), из-за роста технологических простоев себестоимость увеличится на $10, 5,0, 3,5 \text{ и } 2,5 \text{ руб./т}$, а ущерб от работы комбайна, который совершит на выделенном участке составит, соответственно $79, 40, 26 \text{ и } 20 \text{ циклов}$ в расчете на одну выемочную полосу, при увеличении затрат по сравнению с базовым вариантом на $790, 200, 91 \text{ и } 50 \text{ руб.}$ (рис.2.9).

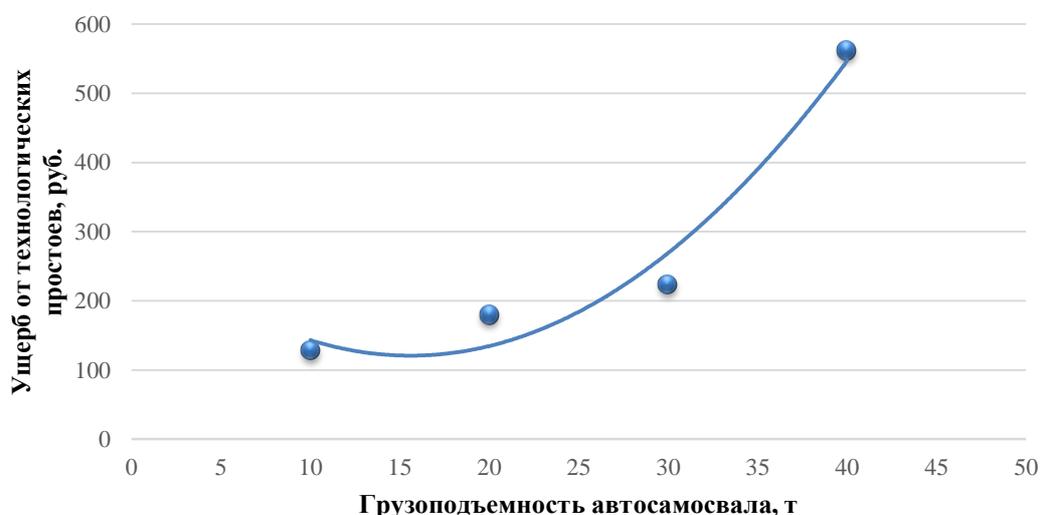


Рисунок 2.9 – Зависимость ущерба из-за технологических простоев от размера выемочной порции

Результаты суммирования ущерба от технологических простоев (рис. 2.9) и потери ценности полезного компонента при отработке зон смешивания (рис.2.10) от размера единичной выемочной порции (грузоподъёмности автосамосвала) представлены в таблице 2.4 и графически на рисунке 2.10.

Таблица 2.4 – Сводные показатели

Показатели	Значение			
	10	20	30	40
Грузоподъёмность автосамосвала, т	10	20	30	40
Ущерб от потерь и разубоживания руды, руб.	128,1	179,6	224,2	561,9
Увеличение затрат по технологическим причинам, руб.	790,0	200,0	91,0	50,0
Затраты + ущерб, руб.	918,1	379,6	315,2	611,9

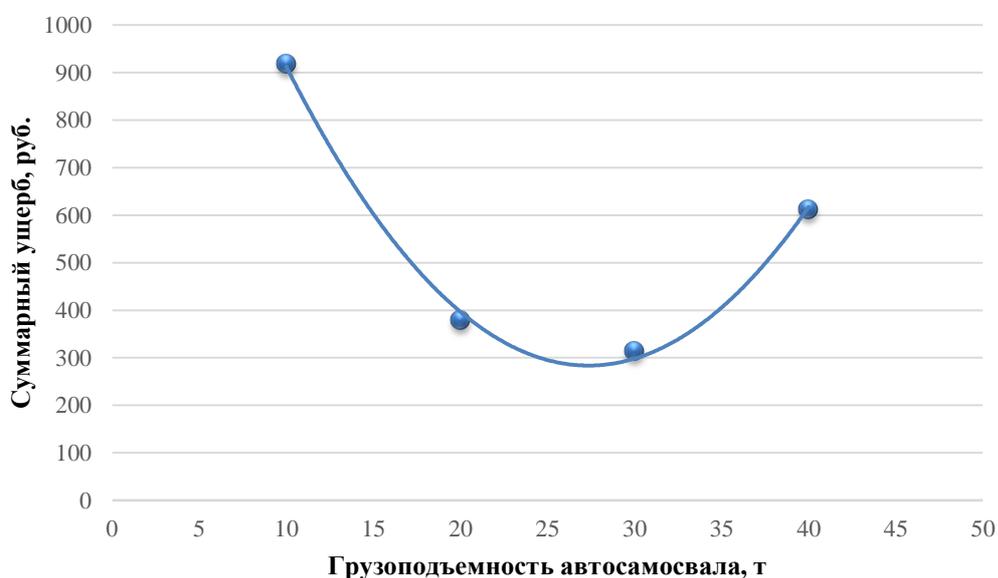


Рисунок 2.10 – Зависимость суммарного ущерба из-за потерь ценности руды при добыче и технологических простоев от размера порции

По критерию «Минимум ущерба» выбирается рациональный размер порции, что эквивалентно рациональной грузоподъемности автосамосвала. Анализ полученной зависимости показывает, что для условий Ошурковского апатитового месторождения рациональный размер выемочной порции и соответствующая грузоподъемность автосамосвала составляет 30 т.

При разработке фрезерным комбайном апатитового месторождения существенное значение имеет угол « α » пересечения выемочной полосой фрезерования границы «руда-порода» (рис. 2.11), от которого зависит длина обрабатываемого контакта b_k и разубоживание полезного ископаемого.

На угол « α » пересечения комбайном границы «руда-порода» оказывает влияние ширина полосы фрезерования, формирующая длину b_k обрабатываемого контакта, а критерием оценки выступает разубоживание добытой горной массы. При этом для полосы фрезерования заданной ширины существует область эффективного применения, зависящая от угла « α » пересечения комбайном границы «руда-порода».

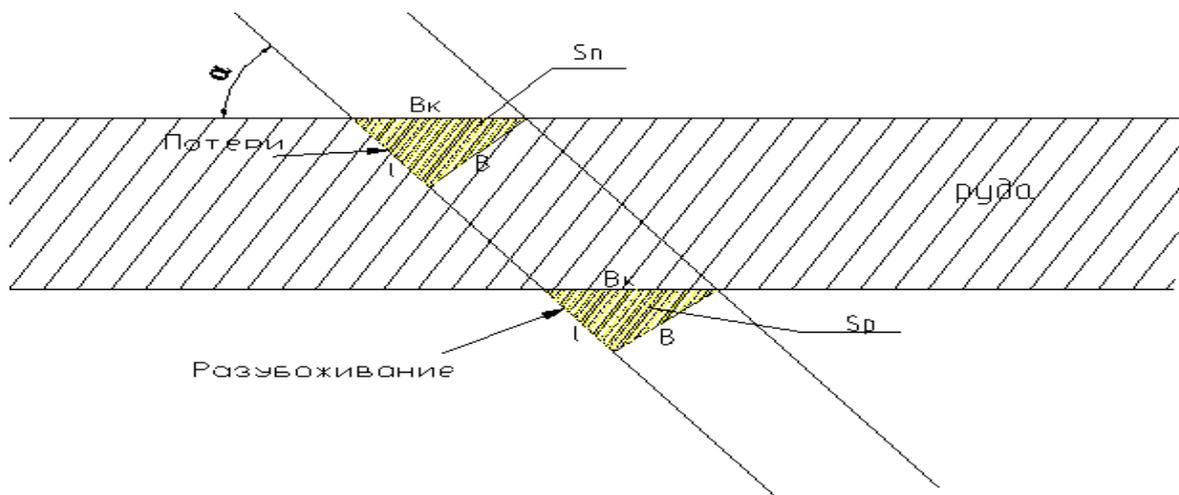


Рисунок 2.11 – Схема для определения угла пересечения полосой фрезерования линии «руда-порода»

Алгоритм определения этой области состоит в следующем:

1. Определение количества примешенных вмещающих пород на одном пересечении контакта «руда-порода»:

$$B = Sh_{\text{фр}}\gamma = \frac{b^2}{2} \text{tg}(90-\alpha)h_{\text{фр}}\gamma, \text{ т/пересечение}; \quad (2.4)$$

где b – ширина полосы фрезерования, м; $h_{\text{фр}}$ – глубина фрезерования (толщина обрабатываемого слоя), м; γ – плотность пород, $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$; α - угол пересечения комбайном контакта «руда-порода».

В формуле ширина полосы фрезерования b и длина обрабатываемого контакта b_k взаимосвязаны выражением $b = b_k \text{Sin}\alpha$.

2. Определяется доля вмещающих пород из «треугольника примешивания» в выемочной порции, соответствующей грузоподъемности автосамосвала (как худший вариант):

$$\Delta = \frac{B}{Q_{\text{ас}}} 100, \%. \quad (2.5)$$

3. Результаты расчетов представляются в виде графиков, отражающих зависимость доли примешенных пород в выемочной порции от угла α пересечения комбайном границы «руда-порода» (рис. 2.12).

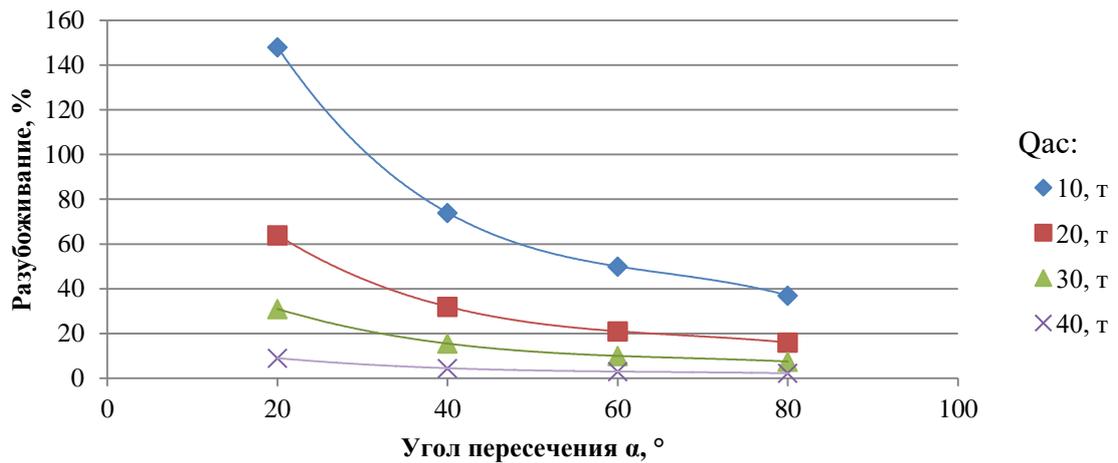


Рисунок 2.12 – Зависимость примешивания разубоживающих пород от угла пересечения выемочной полосой контакта «руда-порода» для автосамосвалов грузоподъемностью 10, 20, 30 и 40 т

4. По графикам (рис. 2.13) для предельной доли примешенных пород $\Delta > 20\%$ находится предельный угол α пересечения комбайном границы «руда-порода» для выемочной порции (грузоподъемности автосамосвала) разного размера.

Установленный предельный угол α пересечения комбайном границы «руда-порода» (рис. 2.13) позволяет определить области рационального угла пересечения комбайном линии «руда-порода» тела для автосамосвалов различной грузоподъемности.

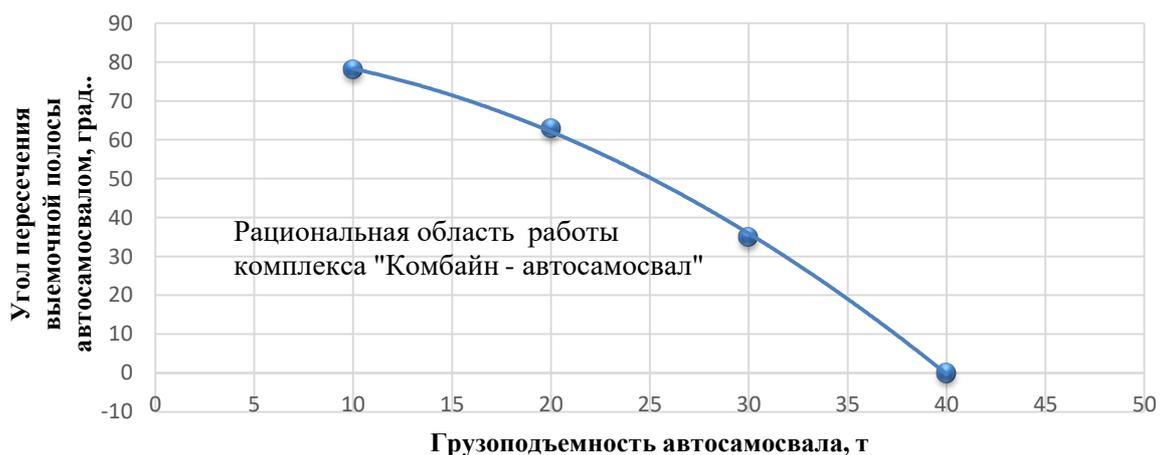


Рисунок 2.13 – Область определения рационального угла пересечения фрезерным комбайном линии «руда-порода» от грузоподъемности автосамосвала

Анализ графиков на рисунках 2.12, 2.13 показывает, что при допустимой доле примешенных в кузове автосамосвала вмещающих пород, равной 30 %, целесообразный угол пересечения комбайном границы «руда-порода»

должен быть более 80° для автосамосвалов г/п 10 т, более 60° – для автосамосвалов г/п 20 т и более 35° – автосамосвалов г/п 30 т. Для автосамосвалов грузоподъемностью 40 т угол пересечения значения не имеет.

Таким образом, на основе разработанной методики установлена рациональная область применения в комплексе с фрезерным комбайном автосамосвалов разной грузоподъемности в зависимости от угла пересечения полосой фрезерования границы «руда-порода». Так, для автосамосвалов грузоподъемностью 30 т этот угол должен составлять не более 35°.

В пределах Ошурковского месторождения распространяются следующие разновидности апатитовых руд:

- мелкозернистые сиенито-диориты и пироксено-диориты (временное сопротивление сжатию 93, МПа) по объему составляют 19 %;
- сиенито-диориты средне- и крупнозернистые (временное сопротивление сжатию 318 кг/см²) по объему составляют 69 %;
- лейкократовые сиенито-диориты (временное сопротивление сжатию 268 кг/см²) достигают 7,5 %.

Величина обрабатываемого слоя может изменяться в зависимости от прочностных свойств пород от 20 см до 60 см.

Наибольшую сложность при определении показателей работы фрезерных комбайнов представляет установление взаимосвязи его производительности с удельным усилием копания. Определена его зависимость от физико-технических свойств разрабатываемого горного массива, в частности, предела прочности пород на одноосное сжатие. В результате анализа проведенных исследований [84] установлены взаимосвязи этих параметров.

В качестве исходных данных использовались имеющиеся классификации пород по крепости, трудности экскавации мехлопатами, сопротивлению копанию роторными экскаваторами, паспортные характеристики оборудования, результаты опытных работ других исследователей [42, 47, 57, 82, 97].

В основу расчетов была положена зависимость развиваемого удельного усилия копания, характеризующего способность машины разрабатывать горный массив с заданным сопротивлением копания, в зависимости от состояния и мощности привода рабочего органа и производительности оборудования. Мощность привода рабочего органа конкретной выемочно-погрузочной машины является величиной постоянной. Очевидно, что при изменении развиваемого удельного усилия копания с K_F до $K_{Fн}$, производительность оборудования также изменится с Q до $Q_{н}$, но при этом будет выполняться равенство: $Q K_F = Q_{н} K_{Fн}$. Для фрезерных комбайнов формулу с достаточной степенью достоверности получаемых результатов можно использовать в виде:

$$Q_{фн} = Q_{ф} \frac{K_{Fф}}{K_{Fфн}}. \quad (2.6)$$

Формула при разработке горного массива фрезерными комбайнами с учетом $K_{Fфн} = 0,06\sigma_{сж}$ [53]

$$Q_{фн} = Q_{ф} \frac{K_{Fф}}{0,06\sigma_{сж}}. \quad (2.7)$$

При удельном сопротивлении пород копанию $K_{Fф} = 1,2$ МПа теоретическая производительность $Q_{ф}$ фрезерного комбайна – 600 т/ч (10 т/мин) [42, 82]. Тогда теоретическая производительность, в зависимости от предела прочности пород на сжатие, может быть определена по формуле:

$$Q_{фн} = 600 \frac{1,2}{0,06\sigma_{сж}} = \frac{12000}{\sigma_{сж}}, \text{ т/час.} \quad (2.8)$$

Результаты расчетов представлены на рисунке 2.14.

Средневзвешенная производительность комбайна составит 320 т/час, а эксплуатационная производительность при работе в комплексе с автосамосвалами, грузоподъемностью 30 т, – 280 т/час. Этой производительности комбайна при коэффициенте использования времени $k_{исп} = 0,7$ соответствует годовая производительность погрузочно-транспортного комплекса $Q_{год} = 1,6$ млн т.



Рисунок 2.14 – Зависимость производительности фрезерного комбайна от прочностных свойств пород

Таким образом, разработанная методика обоснования параметров горнотехнической системы комбайновой выемки руды с учетом совокупности влияния всех значимых факторов позволяет определять грузоподъемность автосамосвала, типоразмер фрезерных комбайнов, значение угла между выемочной полосой и простиранием залежи и производительность фрезерного комбайна.

2.3. Разработка геолого-структурной модели Ошурковского месторождения

За весь период изучения Ошурковского месторождения с 1962-65 гг. и с 1967-69 гг. был проведен достаточно большой объем поисковых и разведочных работ. Согласно классификации запасов твердых полезных ископаемых, по морфологии и равномерности распределения P_2O_5 месторождение относится ко 2 группе сложности, т.к. выделенные даже в пределах разведочных скважин по сетке 100x100 м разновидности апатитоносных сиенито-диоритов не имеют определенной закономерности распределения [47]. Комплекс геологоразведочных работ включал бурение колонковых скважин с проходной поверхностных горных выработок-магистральных канав. Запасы категории В разведаны скважинами по сети 200x200 м в комплексе с проходкой магистральных канав. Запасы категории C_1 определены сетью 400x400 м, а также с поверхности рудные тела вскрыты канавами. Разведка промышленных запасов P_2O_5 осуществлена до горизонта

+490 м. На рис. 2.16 представлена схема блокировки запасов Ошурковского месторождения.

Опробование разведочных скважин проводилось по керну, секционно. Длина интервала опробования при простом строении составляла от 3,5 до 4,5 м, а при частой перемежаемости пород от 0,5 до 3,0 м.

Одним из первых этапов создания блочной модели месторождения являлось формирование базы данных скважин. В Micromine через функцию на панели вивекса изображения была загружена схема по блокировке запасов (рис. 2.15).

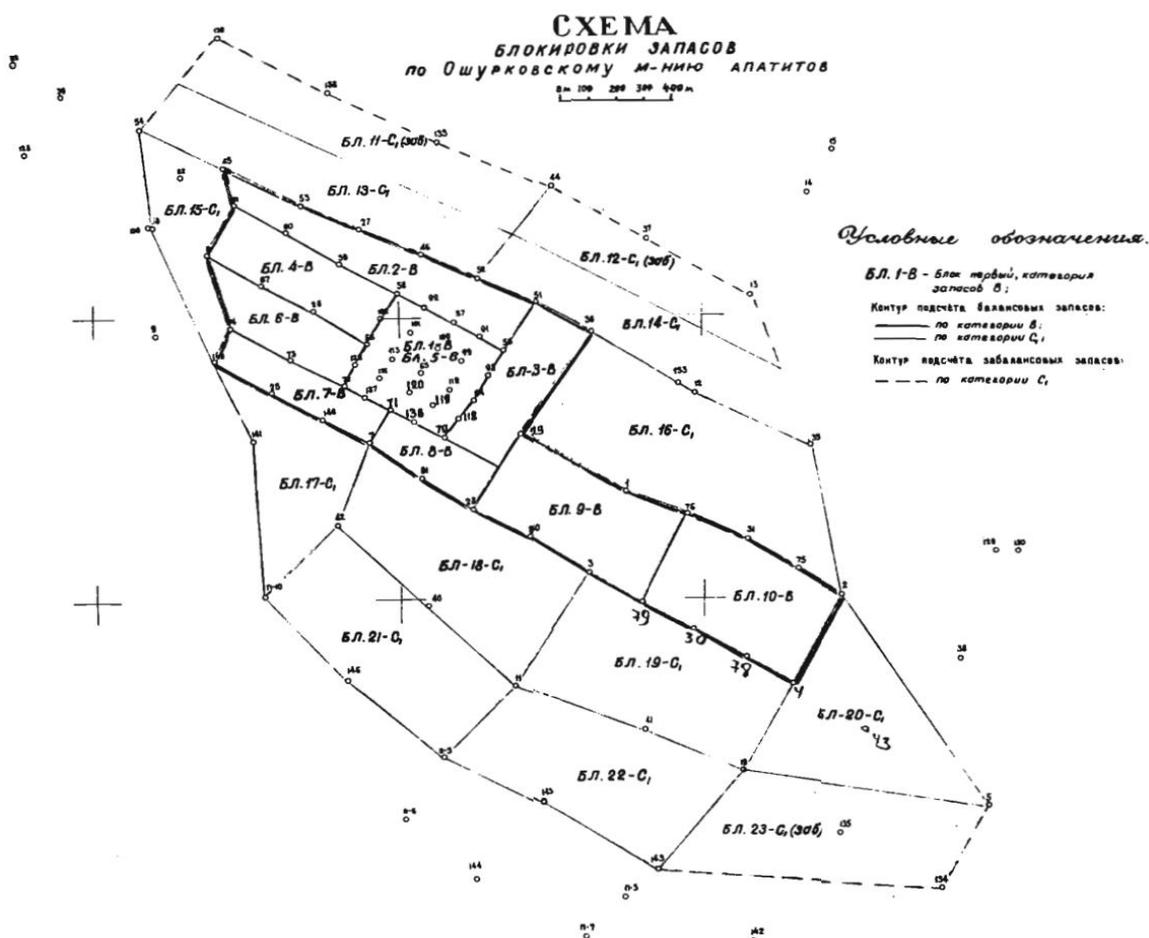


Рисунок 2.15 – Блокировка запасов Ошурковского месторождения [47]

Привязка осуществлялась по четырем углам карты. Координата нижнего левого угла была выбрана в качестве нулевой (рис. 2.16). По трем другим углам схемы указывались расстояния по осям ХУ от нулевой точки в масштабе карты 1: 10 000.

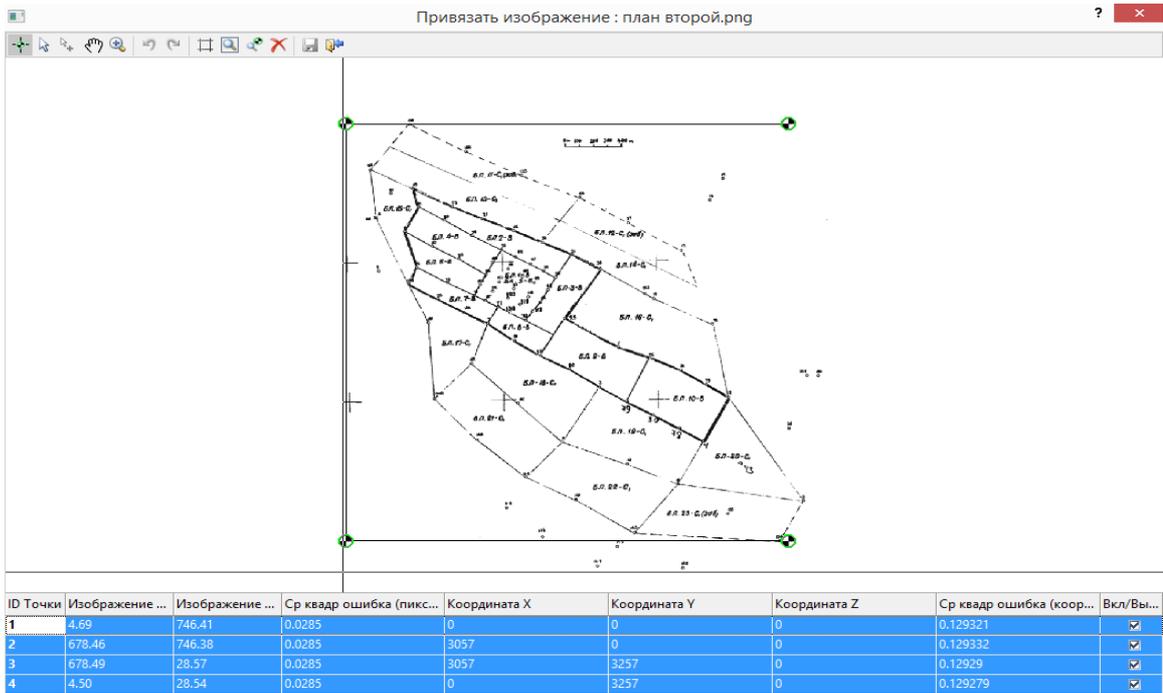


Рисунок 2.16 – Привязка плана блокировки запасов к координатам модели

Далее загружались и аналогичным образом привязывались все имеющиеся разрезы по профильным линиям с одним лишь отличием, что координата Z – не нулевая и указывалась по горизонту, к которому осуществлялась привязка (рис. 2.17).

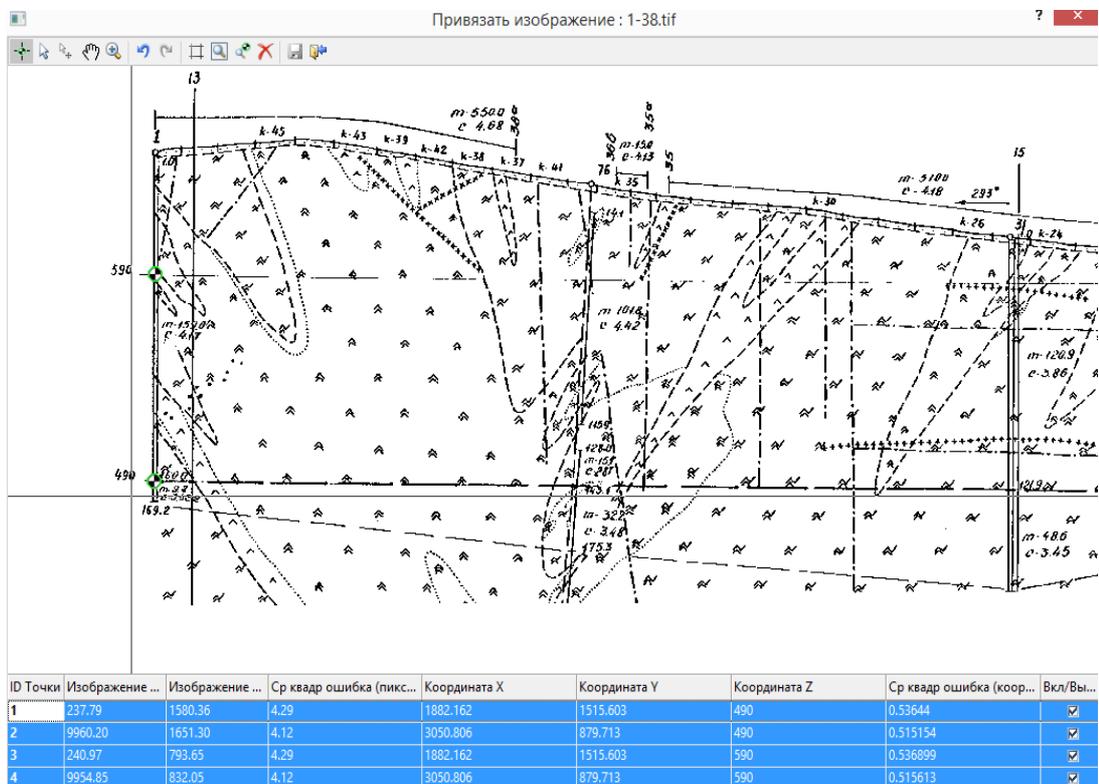


Рисунок 2.17 – Пример привязки в MicroMine разреза через скважины 1-76-38, ограничивающие Бл. 16-С1

Координаты ХУ определялись автоматически. Среднеквадратичная ошибка привязки в каждой точки не должна превышать 1, в противном случае точность модели теряется.

В программе был выбран инструмент «Новый стринг» и точно определялись устья скважин по схеме блокировки запасов. В файле ввода устья скважин координаты проставленных точек нумеровались с соответствии с номером скважины на плане (рис. 2.18).

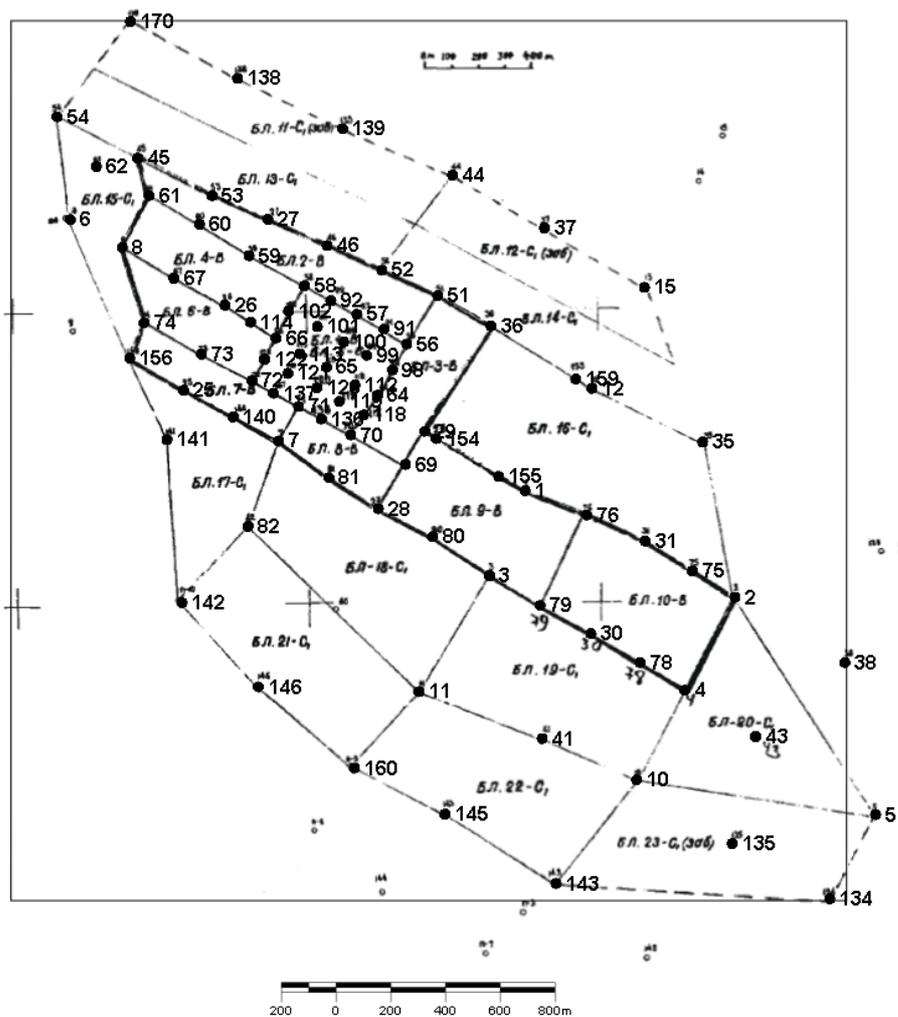


Рисунок 2.18 – Обозначения на плане координат устьев скважин в системе Micromine

Для качественного определения состава сырья Ошурковского месторождения в EXCEL были созданы таблицы с файлом опробования скважин (рис. 2.19), в котором были указывались номера скважин, интервал опробования, в метрах (from-to) и записывались содержания P₂O₅ в процентах.

Файл инклинометрии скважин (рис. 2.20) был сформирован лишь для четырех скважин, которые были либо искривлены, либо пробурены под углом. Инклинометрия содержит данные по глубине (depth), углу падения (angle) и азимуту скважин (azimut). Все параметры были сняты с разрезов по скважинам, на которых отчетливо прослеживалась траектория и угол паден.

	№	from	to	C(P2O5),%
1	1	0.000	159.000	4.170
2	1	159.000	168.200	3.520
3	2	0.000	2.000	0.000
4	2	2.000	92.100	3.680
5	2	92.100	99.000	2.690
6	2	99.000	106.400	0.000
7	2	106.400	139.400	4.210
8	3	0.000	15.000	0.000
9	3	15.000	101.200	4.070
10	3	101.200	108.700	3.190
11	4	0.000	85.900	4.340
12	7	0.000	97.100	3.660
13	8	0.000	168.100	3.690
14	8	168.100	198.700	0.000
15	11	0.000	49.600	3.670

	№	depth	angle	azimut
1	76	175.3	-85	299.1
2	154	67	-84	78.4
3	155	75	-68	294.3
4	65	203.5	-86.8	301.7

Рисунок 2.19 – Описание содержаний ценных компонентов в рудах месторождения в файле опробования по скважинам (а) и в файле инклинометрии (б)

В файл устья, в котором содержатся координаты XYZ, было добавлено поле глубины скважин (depth) (рис.2.20).

	EAST	NORTH	RL	DEPTH	№
1	1882.163	1515.603	647.000	168.2	1
2	2649.105	1121.076	580.000	139.4	2
3	1752.176	1201.819	588.000	108.7	3
4	2465.889	777.622	580.000	101.7	4
5	3163.040	317.722	560.000	109	5
6	220.359	2517.283	660.000	174.4	6
7	981.111	1698.891	599.000	97.100	7
8	410.716	2415.452	674.000	198.7	8
9	2289.434	446.147	551.000	88.6	10
10	1494.193	772.141	535.000	110.7	11
11	2318.468	2267.161	584.000	72.6	15
12	634.268	1886.761	603.740	111.000	25
13	785.461	2200.936	651.000	205.1	26
14	941.927	2518.190	619.000	159.6	27
15	1345.887	1448.826	609.291	114.500	28

Рисунок 2.20 – Фрагмент файла устья скважин

После этого все созданные таблицы файла инклинометрии и файла с результатами опробования импортировались в Micromine и была сформирована база данных по всем скважинам. Проверка на наличие ошибок и несоответствий выполнялась при помощи опции на панели инструментов «скважина» – «проверить».

Далее настраивались параметры отображения траекторий скважин и на вкладке «Данные ввода» была активирована штриховка по содержаниям P_2O_5 вдоль скважин, в соответствии с принятой цветовой шкалой, указанной на рис.2.21. Наборы штриховок задавались на основании бортовых содержаний.

Построение рельефа поверхности месторождения выполнялось путем импортирования в Micromine из AutoCAD изображения со стратоизогипсами. Далее при помощи инструмента «Новый стринг» обрисовывалась каждая горизонталь рельефа. При этом режим на панели инструментов выбирался в соответствии с режимом привязки к координатной сетке. Программа автоматически рассчитывала координаты точек и записывала их в соответствующий файл.

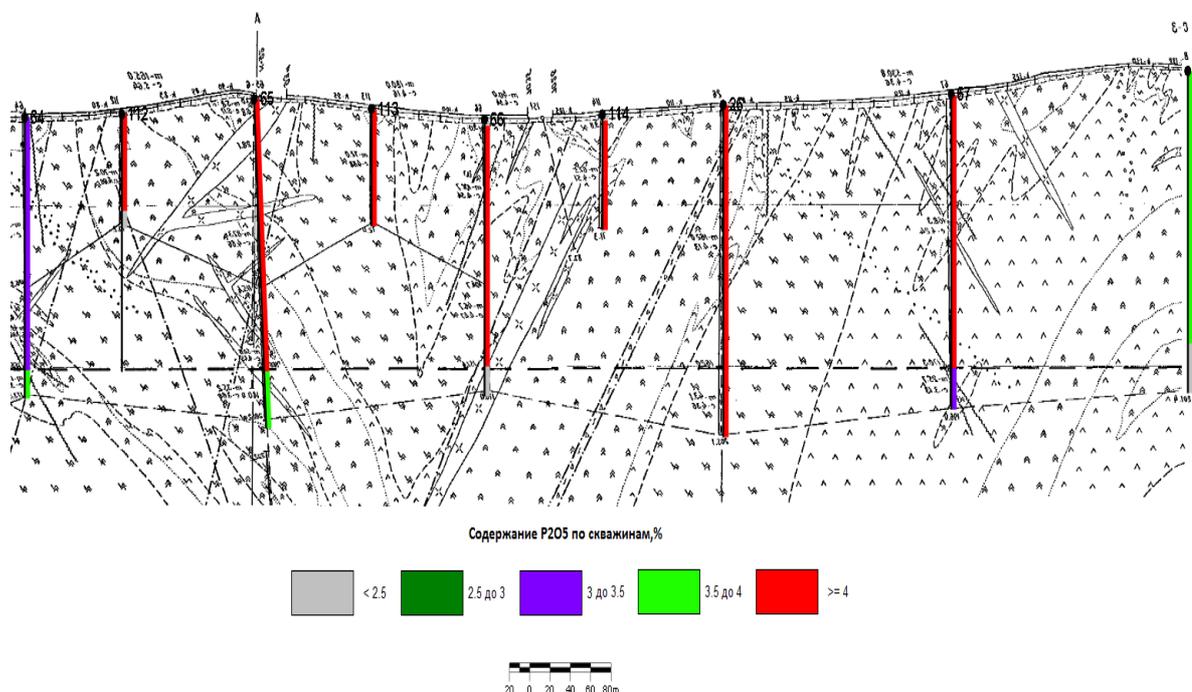


Рисунок 2.21 – Указание содержаний P_2O_5 по траекториям скважин на разрезе через горные выработки 8-114-64

Точки, принадлежащие одной полилинии, имеют один порядковый номер, который выступает соединением (JOIN). В окне свойства записывалась высотная отметка стратоизогипсы в поле RL. Для подписи каждой горизонтали рельефа были добавлены метки полилинии (рис.2.22).

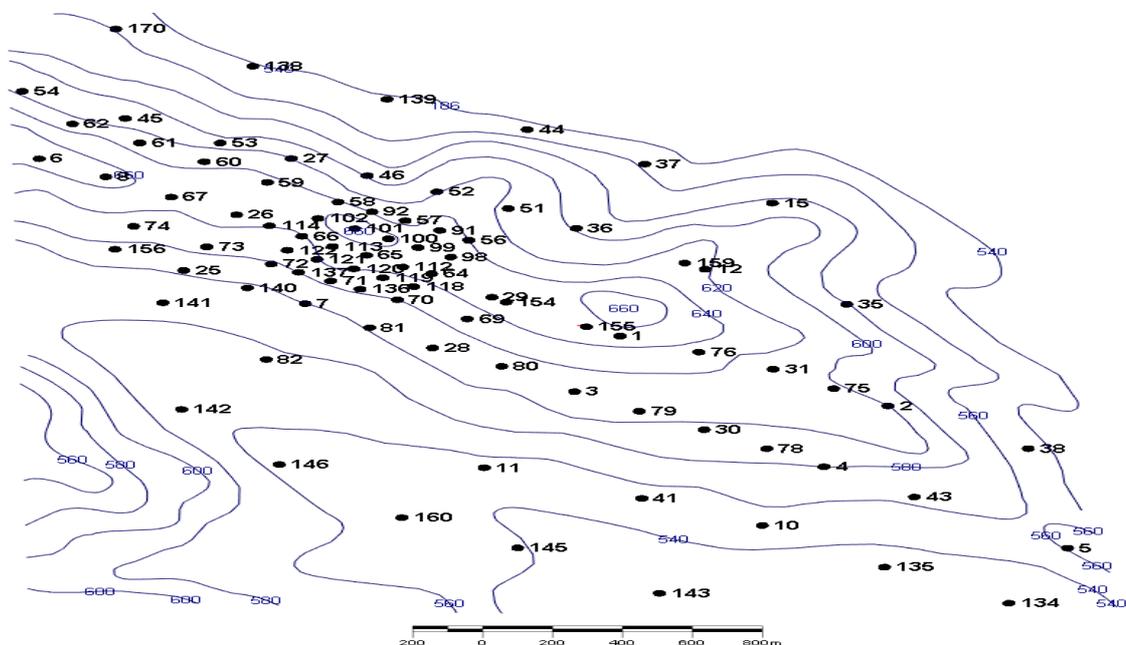


Рисунок 2.22 – Стратоизогипсы рельефа

На базе созданного файла стратоизогипс при помощи функции «ЦМП» – «создать поверхность» был выстроен рельеф топоповерхности и активирована панель с расширенными опциями, которые позволили смоделировать все морфологические формы рельефа: возвышенности, хребты, уступы, низменности (рис.2.23).

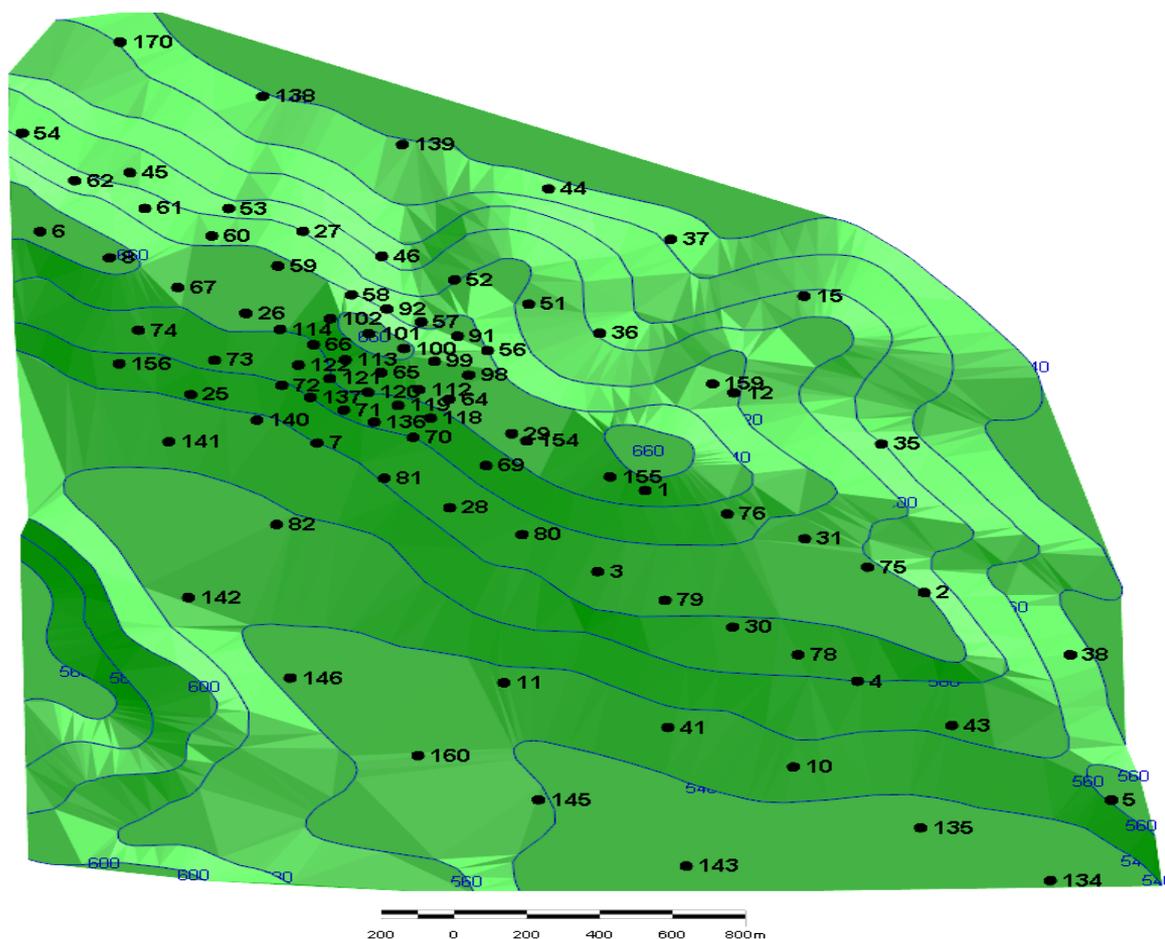


Рисунок 2.23 – Топоповерхность месторождения по результатам моделирования

В целях подготовки к каркасному моделированию стрингами отрисовывались контуры блоков до гор. +490 м (рис.2.24). В визексе оконтуривание блоков проводилось непосредственно в трехмерном пространстве по границам интервалов опробования. При этом режим привязки «к точке» всегда сохранялся активным для того, чтобы точка, поставленная, казалось бы, на рудный интервал, не оказалась далеко от объекта интерпретации.

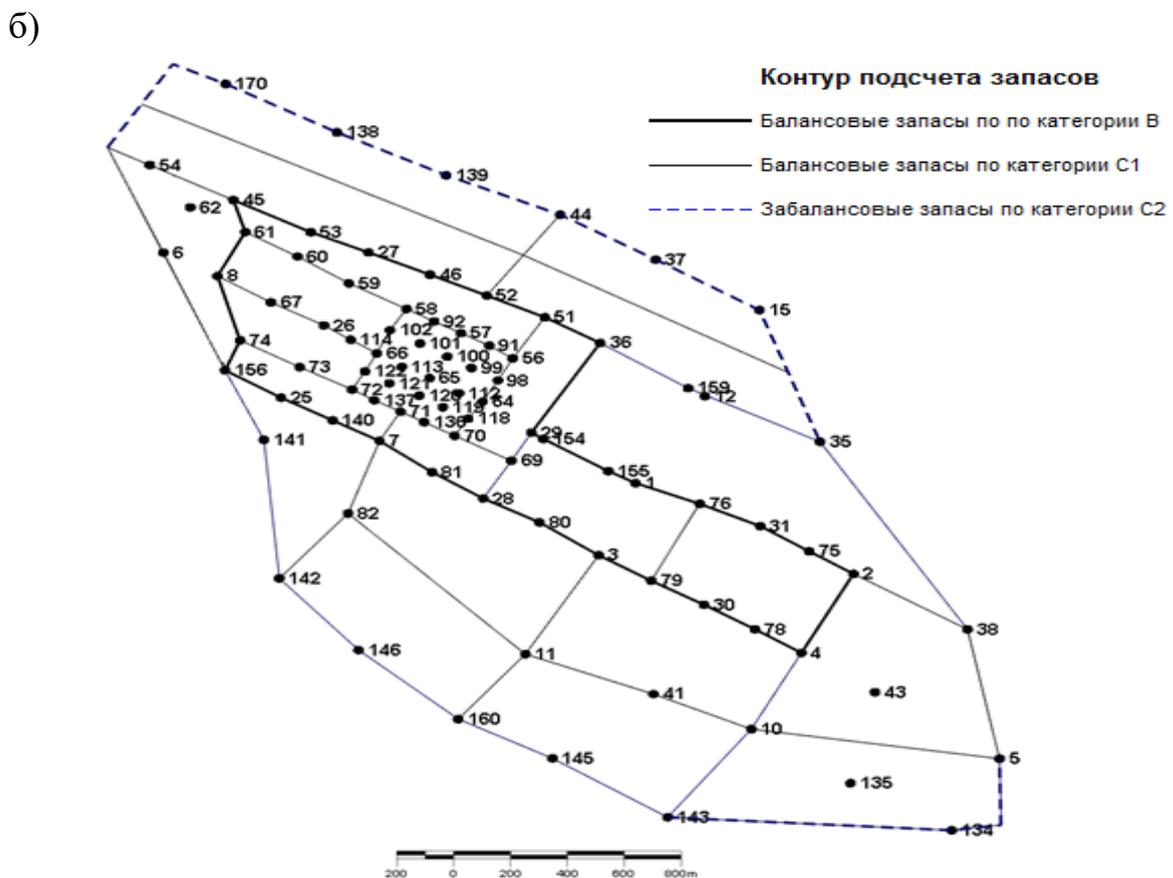
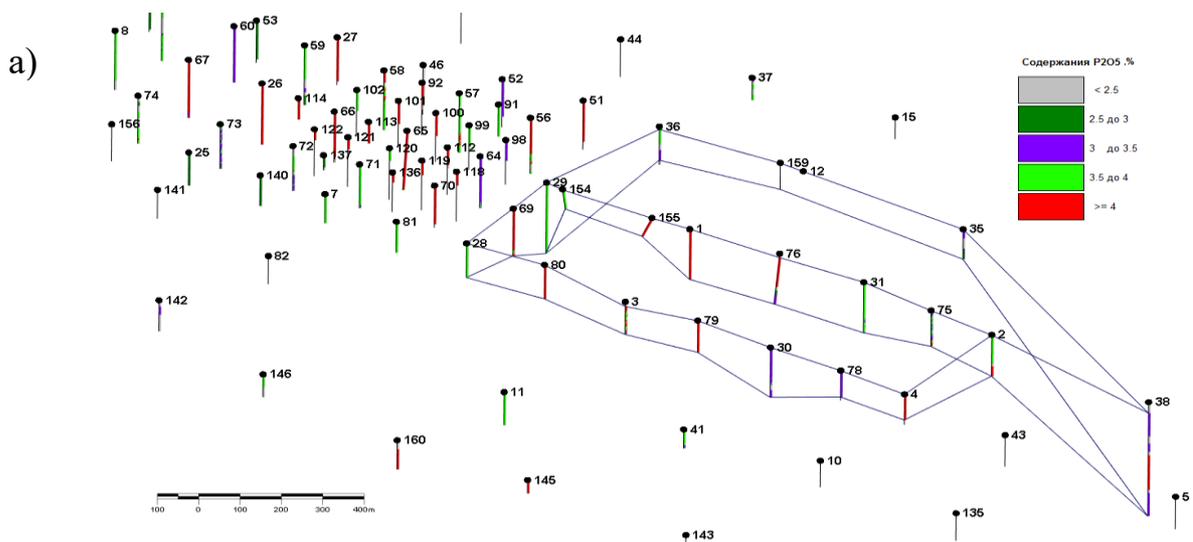


Рисунок 2.24 – Оконтуривание расчетных запасов блоков в трехмерном изображении (а) и в плане (б)

Далее приступили непосредственно к каркасному моделированию месторождения. Процесс каркасного моделирования начался с того, что режим «каркас» был установлен в качестве активного слоя. С помощью функции «построить каркас» происходило нажатие на стринг одной ограничивающей поверхности блока и последовательное нажатие на соответствующий стринг второй поверхности. Построение каркасов

выполнялось методом триангуляции с максимальным объемом, который позволил получить наилучший результат. Далее все отстроенные каркасы ограничивались топоповерхностью при помощи опции «обрезать каркас».

Таким образом, на площади месторождения было выделено 23 расчетных блока (рис. 2.25). Из них по категории В–10 блоков, расположенных выше гор. +490 м и 2 блока ниже гор.+490 м; по категории С₁–3 блока; по категории С₂–1 блок. Блок 1-В выделен в центральной части месторождения и оконтурен до гор.+560. Блоки 2-4 В и 6-В расположились по флангам блока 1-В и оконтуривались до гор.+490 м. Блок 5-В располагается под блоком 1-В между горизонтами +560 м и +490 м. Блоки 7,8-В примыкают к блокам 6-В и 3-В с юго-запада и ограничены скважинами до гор. +490 м. Блоки 9 и 10-В продолжают блоки 3 и 8-В в восточном направлении. Блоки категории запасов С₁ (11-С₁ – 23-С₁) выделены на флангах месторождения. При этом, блоки 11,12-С₁ и 23-С₁ были отнесены к забалансовым.

В целях объединения нескольких рудных интервалов в один были созданы композиты по содержаниям, так называемые файлы рудных интервалов. Композитами в моделировании называются пересчитанные по определенным правилам содержания в пробе полезного компонента. Композиты рассчитывались в том случае, когда необходимо было оценить мощность рудных пересечений при заданных средних содержаниях, и когда нужно было учесть мощность включения безрудного материала выше или ниже рудного пересечения [17].

Таким образом, когда в файле опробования встречалось содержание выше бортового, функция начинала композитирование. Если содержание опускалось ниже бортового, композитирование останавливалось и возобновлялось только при нахождении других интервалов с содержанием выше бортового. В простейшем случае, композитирование работало сверху вниз по каждой из скважин.

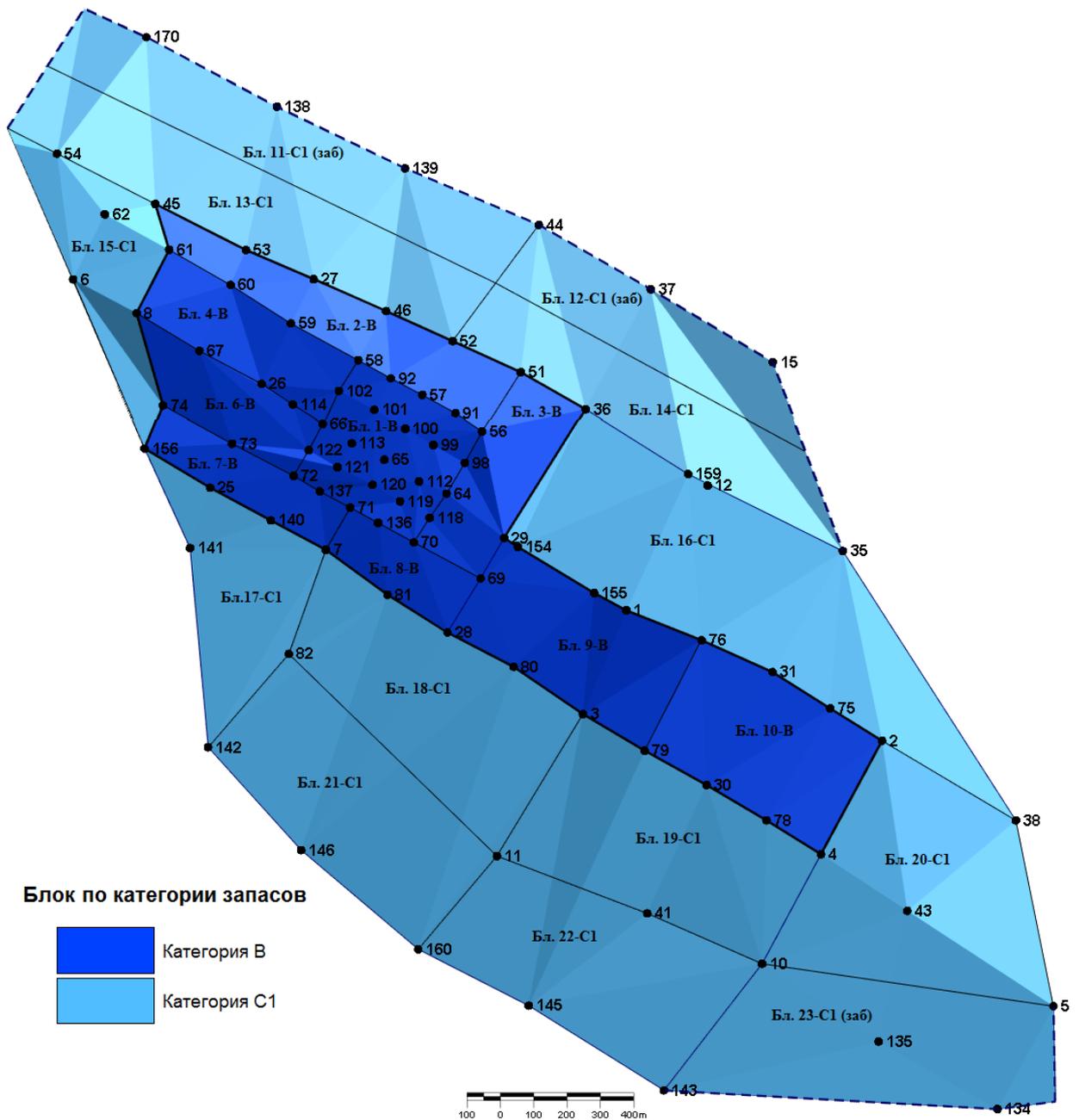


Рисунок 2.25 – Блокировка запасов Ошурковского месторождения, выполненная в программе Micromine

Далее происходило вычисление координат вдоль ствола скважин. После этого при помощи функции «присвоить каркасам» файлу рудного интервала был присвоен атрибут Name (название каждого расчетного блока) (рис. 2.26).

	№	from	to	C(P ₂ O ₅),%	EAST	NORTH	RL	Имя РТ
1	1	0.000	10.000	4.134	1882.163	1515.603	647.000	
2	1	10.000	20.000	4.134	1882.163	1515.603	637.000	16С1
3	1	20.000	30.000	4.134	1882.163	1515.603	627.000	16С1
4	1	30.000	40.000	4.134	1882.163	1515.603	617.000	16С1
5	1	40.000	50.000	4.134	1882.163	1515.603	607.000	16С1
6	1	50.000	60.000	4.134	1882.163	1515.603	597.000	16С1
7	1	60.000	70.000	4.134	1882.163	1515.603	587.000	16С1
8	1	70.000	80.000	4.134	1882.163	1515.603	577.000	16С1
9	1	80.000	90.000	4.134	1882.163	1515.603	567.000	16С1

Рисунок 2.26 – Фрагмент файла рудных интервалов после присвоения атрибута РТ (рудное тело)

Завершающим этапом создания модели Ошурковского месторождения являлось блочное моделирование. Этот процесс включал создание пустой блочной модели (рис.2.27) в пределах отстроенных каркасов и интерполяция содержаний P₂O₅ по установленному закону распределения.

В качестве метода субблокирования при создании пустой блочной модели применялись «субблоки» размером 5х5х5. После того, как блок-модель была создана, в нее интерполировались содержания по данным опробования скважин (рис. 2.28). При создании блочной модели использовался метод пространственной интерполяции обратных расстояний IDW. Радиус эллипсоида поиска при первом прогоне блочной модели составлял 20 м, при втором прогоне – 100 м, при третьем – 250 м и при четвертом прогоне – 900 м.

Подсчет запасов осуществлялся до горизонта +490 м. Запасы ниже этого горизонта, которые удовлетворяли требованиям кондиций, относились к группе забалансовых. Кондициями, утвержденными ГКЗ СССР, установлено, что бортовое содержание P₂O₅ в пробе составляет 2,5 %. Максимальная мощность прослоев некондиционных руд, включаемых в расчетный блок, составляет 10 м [17]. Объемный вес руды, применяемый при подсчете запасов, составлял 2,73 т/м³.

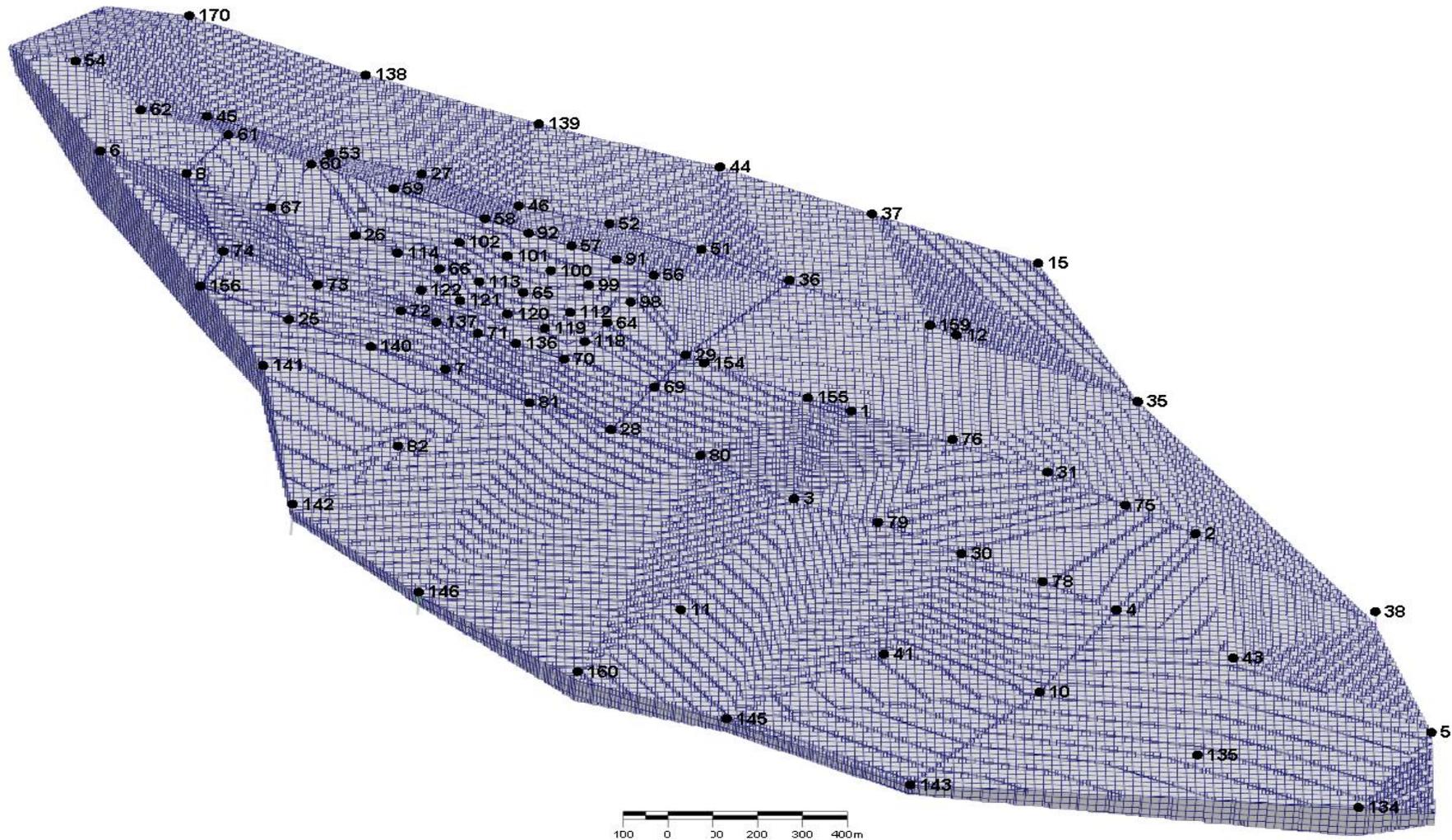
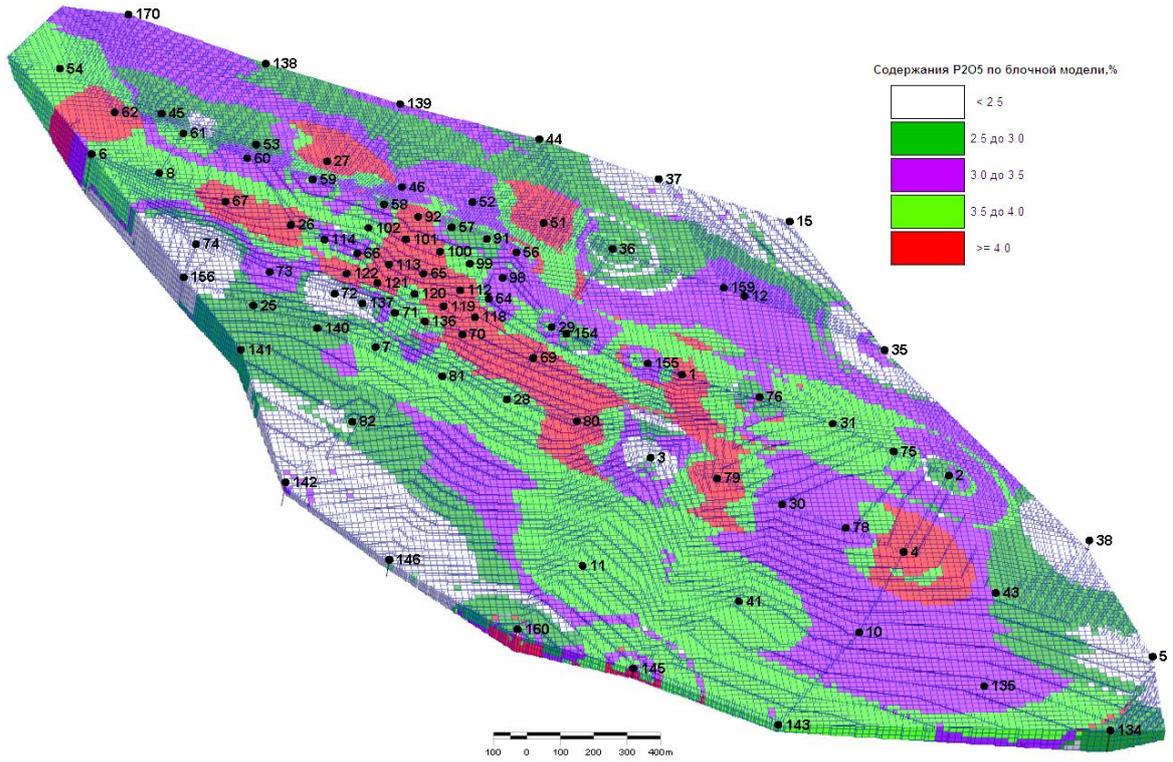


Рисунок 2.27 – Пустая блочная модель месторождения, ограниченная топоповерхностью рельефа и каркасами расчетных блоков

a)



б)

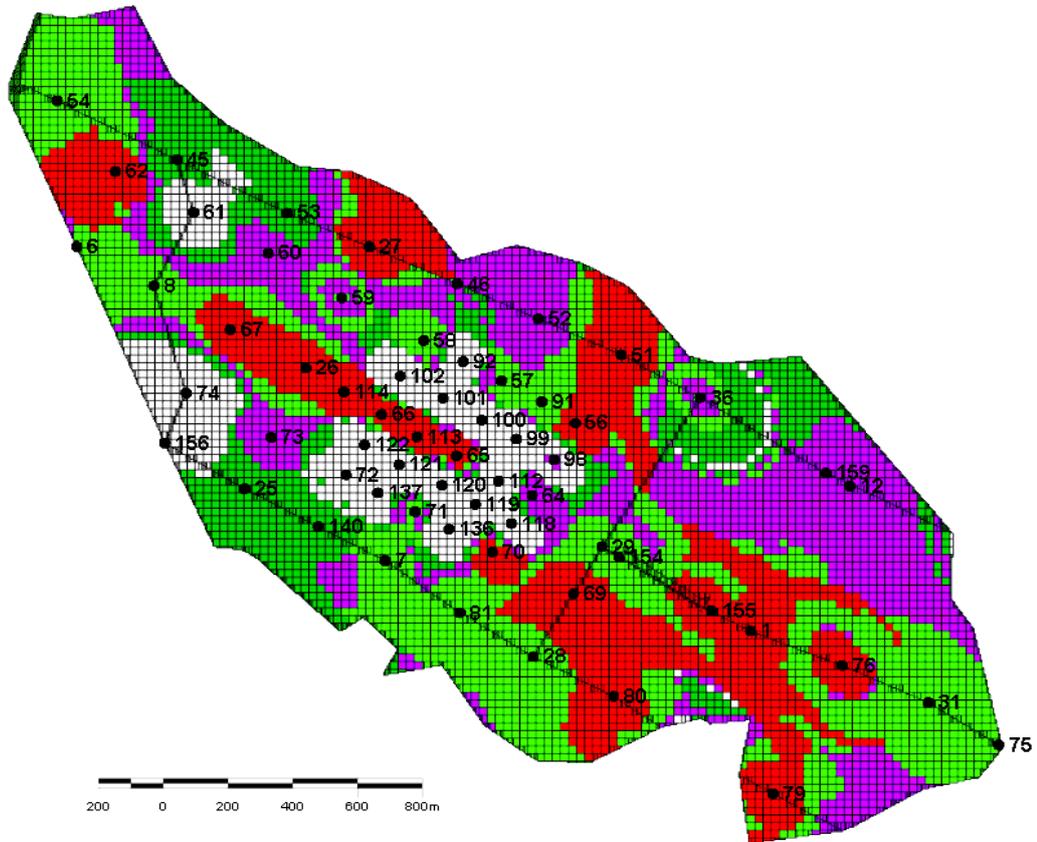


Рисунок 2.28 – Блочная модель Ошурковского месторождения в 3D (а) и ее срез по гор. +590 (б)

Запасы руды подсчитывались по категориям В и С₁. На рисунке 2.29 представлены результаты подсчета.

	ОБЪЕМ	ПЛОТНОСТЬ	ТОННЫ	С(P ₂ O ₅),%(%)	М_С(P ₂ O ₅),% (т)
а)	447390497.15	2.7300	1221376057.22	3.12948	38222780.25532
б)	211527354.43	2.7300	577469677.59	3.13290	18091524.82933

Рисунок 2.29 – Запасы по категории разведанности С₁(а) и по категории В(б)

Итак, запасы полезного ископаемого в блоках категории В составили 18 091 524 т, категории С₁ – 38 222 780 т.

Построенная по представленной блочной модели методика была использована для оценки содержаний Р₂О₅ по площади всего массива и позволила определить параметры рациональной технологии открытого способа разработки Ошурковского месторождения.

Выводы по главе 2

1. Определены основные требования к технологии и качеству минерально-сырьевых потоков, обеспечивающие эффективное освоение Ошурковского месторождения. Показано, что определяющими факторами при выборе геотехнологии и параметров горнотехнических систем являются закономерности распределения в массиве участков руды с разным содержанием полезного компонента и участков пустых пород как по высоте, так и по площади месторождения с учетом глубины развития горных работ.

2. Разработана геолого-структурная 3-D модель Ошурковского месторождения, позволяющая картировать распределение и оценить содержание Р₂О₅ по площади всего массива, а также определить параметры рациональной схемы и технологию открытого способа разработки.

3. Доказано, что при разработке Ошурковского месторождения целесообразно применение фрезерных комбайнов с использованием послонно-порционной технологии выемки. Показана необходимость

разработки дополнительных технических решений и приемов управления качественными характеристиками рудного потока.

4. Определена структура горнотехнической системы освоения сложноструктурного месторождения на примере Ошурковского месторождения, ее параметры и определяющие факторы.

5. Проведенными исследованиями, учитывающими особенности добычных работ на сложноструктурном месторождении Ошурковское с использованием фрезерных комбайнов разработаны:

- методика обоснования ширины выемочной полосы, согласно которой выбран типоразмер фрезерного комбайна Wirtgen с шириной рабочего органа 2,5 м;

- методика обоснования грузоподъемности автосамосвала;

- методика обоснования рационального значения угла между выемочной полосой и простиранием залежей;

- методика обоснования производительности фрезерного комбайна на основе ее математической взаимосвязи с прочностью разрабатываемых пород на сжатие.

3. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АПАТИТОВЫХ РУД

3.1. Разработка программы и аппарата выполнения исследований

Программа выполнения исследований по обоснованию параметров и показателей разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд направлена на обеспечение эффективности отработки месторождения за счет снижения эксплуатационных затрат при минимальных значениях потерь и разубоживания полезного ископаемого.

При разработке подобных месторождений могут существовать условия, ограничивающие или запрещающие применение буровзрывных и иных работ, сопровождающихся газо- и пылевыведением по экологическим требованиям либо по причине нахождения вблизи месторождения охраняемых зданий и сооружений. В настоящее время разработаны фрезерные комбайны, способные разрабатывать полускальные и скальные породы без рыхления буровзрывным способом. Однако при работе фрезерных комбайнов, отработка пород осуществляется слоями что неизбежно влечет перемешивание различных типов руд и вскрышных пород существенно снижая качество добытой рудной массы и тем самым увеличивает затраты на ее переработку [99]. Поэтому в ходе настоящих исследований была проведена оценка возможности и целесообразности внедрения фрезерных комбайнов в освоение Ошурковского месторождения.

Поскольку главным недостатком применения фрезерных комбайнов в условиях Ошурковского месторождения является валовая выемка горной массы, требуется разработка дополнительных технических решений и приемов управления качественными характеристиками рудного потока [100]. Путем решения этой задачи является разделение горной массы потоки с заданными качественными характеристиками. Решающим условием разделения потоков является использование метода, позволяющего разделять потоки на порции заданного объема, путем определения в них содержания

полезного компонента. Главными звеньями в этой технологической цепи будет порционная выемка руд заданного качества в объеме кузова автосамосвала и сортировка выемочных порций с использованием геофизических методов опробования [99].

Кроме потери качества руд в процессе валовой выемки фрезерными комбайнами, к основным технологическим недостаткам следует отнести:

- наличие подготовленного фронта горных работ от 1 км и более;
- зависимость высоты отрабатываемого слоя и производительности комбайна от прочностных характеристик пород;
- сложность при интенсификации горных работ на локальном участке карьерного поля, что особенно важно при углубке карьера [78, 88].

Поскольку сложноструктурные месторождения являются перспективными для разработки фрезерными комбайнами, выявленные выше недостатки определяют необходимость решения следующих задач:

- разработка и обоснование механизма управления распределением потоков рудной массы при отработке карьерного поля;
- обоснование конструктивных параметров карьера (угол откоса уступа и борта, высота откоса уступа и борта) и технологических параметров открытой геотехнологии (технологические режимы, сочетание технологических процессов и операций и т. п).

Для обоснования и разработки механизма управления разделением рудопотоков, необходимо обосновать целевую функцию. В качестве механизма управления качественными характеристиками рудопотоков рассмотрены возможности управления соотношением числа автосамосвалов, загруженных рудной массой того или иного качества. При этом, в качестве целевой функции выбрана минимальная доля автосамосвалов, загруженных рудой некондиционного (усредненного) качества, которая не может быть направлена ни на переработку, ни на отвал пустой породы, а транспортируется на промежуточный склад и при изменении требований к качеству руд или способа переработки, повторно будет загружена в

автосамосвалы и доставлена на фабрику, что потребует дополнительных затрат [88].

В качестве аргумента целевой функции приняты следующие параметры:

- глубина фрезерования, h , м;
- ширина фрезерования, l , м;
- емкость кузова автосамосвала, V , м³;
- направление развития фронта горных работ, определяемое относительно границ карьерного поля.

Порядок и направление развития фронта горных работ, которые заключаются в последовательной и послойной отработке карьерного поля по всей площади, принят как неизменный параметр, при этом в качестве критерия оптимизации выбрано минимальное количество автосамосвалов с рудой некондиционного (усредненного) качества, направляемое на промежуточный склад для временного хранения:

$$V_{\text{нк}} = f(N_{\text{нк}}; l_{\text{сл}}; h_{\text{сл}}; V) \rightarrow \min \quad (3.1)$$

где $N_{\text{нк}}$ – количество автосамосвалов, загруженных рудой некондиционного (усредненного) качества, шт.

При этом учтено, что:

$$V_i = V_{\text{нк}i} + V_{\text{к}i} + V_{\text{ок}i}, \quad (3.2)$$

$$V_i = b \cdot h_{\text{сл}} \cdot l_i, \quad (3.3)$$

$$l_i = \frac{V_{\text{ак}}}{b \cdot h_{\text{сл}}}, \quad (3.4)$$

где V_i – объем породы (руды) в i -ом автосамосвале, м³; $V_{\text{нк}i}$ – объем руды некондиционного (усредненного) качества в i -ом автосамосвале, м³; $V_{\text{к}i}$ – объем руды кондиционного качества в i -ом автосамосвале, м³; $V_{\text{ок}i}$ – объем пустой руды (породы) в i -ом автосамосвале, м³; b – ширина фрезерной заходки комбайна, м; $h_{\text{сл}}$ – толщина или глубина слоя фрезерования, м; l_i – длина фрезерной заходки комбайна для заполнения i -ого автосамосвала, м; $V_{\text{ак}}$ – вместимость кузова i -ого автосамосвала, м³.

Тогда выражение (3.2) примет вид:

$$V_i = b \cdot h_{\text{сл}} \cdot (l_{\text{нк}i} + l_{\text{к}i} + l_{\text{ок}i}), \quad (3.5)$$

Где $l_{\text{нк}i}$ – длина участка руды некондиционного (усредненного) качества во фрезерной заходке комбайна для заполнения i -ого автосамосвала, м; $l_{\text{к}i}$ – длина участка руды кондиционного качества во фрезерной заходке комбайна для заполнения i -ого автосамосвала, м; $l_{\text{ок}i}$ – длина участка руды (породы) отвального качества во фрезерной заходке комбайна для заполнения i -ого автосамосвала, м.

Выражение (3.1) можно представить как:

$$V_{\text{нк}} = \sum V_{\text{нк}i} \rightarrow \min. \quad (3.6)$$

Для решения оптимизационной задачи в отношении выбранной целевой функции была разработана программа для ЭВМ, в которой были агрегированы описанные выше целевая функция и ее аргументы. Основная цель поставленной задачи управления качеством руды состоит в выборе оптимальных технических параметров и показателей разработки сложноструктурных месторождений на примере Ошурковского месторождения (рис. 3.1) с применением валовой выемки горной массы фрезерными комбайнами.

Входные параметры задачи

Минимальная ширина лопаты комбайна (м)	<input type="text" value="1.5"/>	м
Максимальная ширина лопаты комбайна (м)	<input type="text" value="3"/>	м
Шаг перебора ширины лопаты комбайна (м)	<input type="text" value="0.5"/>	м
MIN % содержания для "некачественной" загрузки машины (число от 0 до 100)	<input type="text" value="1.5"/>	%
MAX % содержания для "некачественной" загрузки машины (число от 0 до 100)	<input type="text" value="2.5"/>	%
Цифровая карта разреза (слои руды с разделением на зоны различного качества) Описание правил задания цифровой карты	<input type="text" value="1 1500 300 0.5 20 0:90:3.5;100:80:1.5;400:110:0.5;800:70:2.5;1300:85:1.5"/>	

Рисунок 3.1 – Интерфейс разработанной программы выбора оптимальных параметров разработки сложноструктурного Ошурковского месторождения апатитовых руд

Цифровая карта разреза представляет собой набор записей (строк). Каждая строка определяет слой руды и его параметры. Форма слоев принята прямоугольной. Каждый слой описывается набором параметров, разделенных знаком | или «табуляция».

Параметры слоя и порядок их следования: $A|B|C|D|E|F$, где A – толщина слоя, м; B – длина слоя, м; C – ширина слоя, м (работа комбайна и направление линий раздела качества угля направлены вдоль этой стороны); D – глубина фрезы комбайна, м (обычно 0.2 - 0.6) (глубина слоя в долях должна быть кратна глубине фрезы); E – объем кузова грузовой машины, м³; F – карта качества руды в слое, описывается набором линий раздела зон с различавшимся качеством.

В программе приняты следующие записи.

Разделитель между записями в линиях раздела – «;», разделитель между параметрами, описывавшими линию раздела – «:».

Параметры карты качества (линий раздела) и порядок их следования: $X_1 : A_1 : Q_1 ; \dots ; X_n : A_n : Q_n$.

Параметры задаются слоями на всю ширину и длину карьерного поля. Мощность слоя зависит от полноты имеющейся геологической информации. При этом внутри каждого слоя границами разделяют участки с породой идентичного качества.

X_1 – расстояние от угла слоя до пересечения границы раздела со стороной слоя длины B , изменяется от 0 до B , м; десятичный разделитель – точка. A_i – угол между стороной слоя длины B и границей раздела участков с породой идентичного качества, град., изменяется в диапазоне от 1° до 179°; десятичный разделитель – точка. Угол A_i отсчитывается между линией границы раздела и границей слоя длины B в направлении положительного отсчета длины стороны B ; Q_i – качество руды справа от границы раздела – процент содержания чистого ископаемого в руде (число от 0 до 100, десятичный разделитель – точка).

Первая граница раздела в каждом слое всегда имеет расстояние 0, угол 90°. Границы разделов не должны пересекаться с соседними границами.

ПРИМЕР:

1|1500|300|0.5|20|0:90:3.5;100:80:1.5;400:110:0.5;800:70:2.5;1300:85:1.5

Результаты расчетов представлены на рисунках 3.2-3.5.

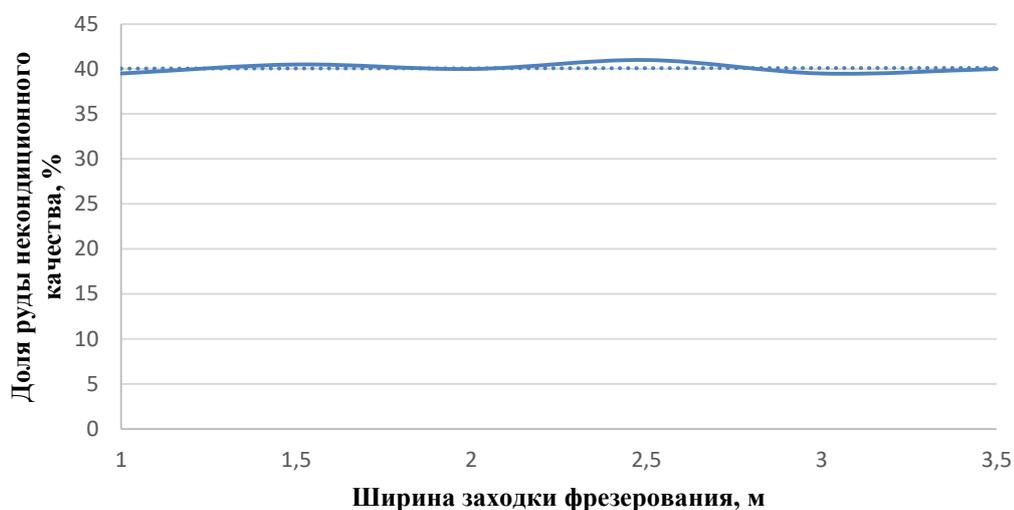


Рисунок 3.2 – Изменение доли руды некондиционного (усредненного) качества (%), в зависимости от ширины заходки фрезерования, м

Полученные результаты, представленные на рисунке 3.2, показывают, что доля руды некондиционного качества, направляемая на промежуточный склад, не зависит от ширины заходки фрезерования и является величиной неизменной во всем диапазоне исследуемых значений. Иными словами, исследуемая зависимость имеет линейный вид и может быть аппроксимирована в виде:

$$y = 40. \quad (3.7)$$

Помимо влияния ширины заходки фрезерования на изменение доли руды, направляемой промежуточный склад, необходимо определить, как влияет ширина заходки фрезерования на распределение объемов руды по группам качества (отвального, некондиционного, кондиционного) (рис. 3.3).

Исследуемое распределение имеет вид:

$$y = -11,5 \cdot x^2 + 23,5 \cdot x + 29. \quad (3.8)$$

При этом общей особенностью полученных результатов как по рис. 3.2, так и по рис. 3.3 является то, что ширина заходки фрезерования не является значимым параметром, а следовательно, не может быть эффективно применена в качестве инструмента управления качеством рудопотоков

и, соответственно, итоговым распределением рудной массы между отвалом, промежуточным складом и обогатительной фабрикой.

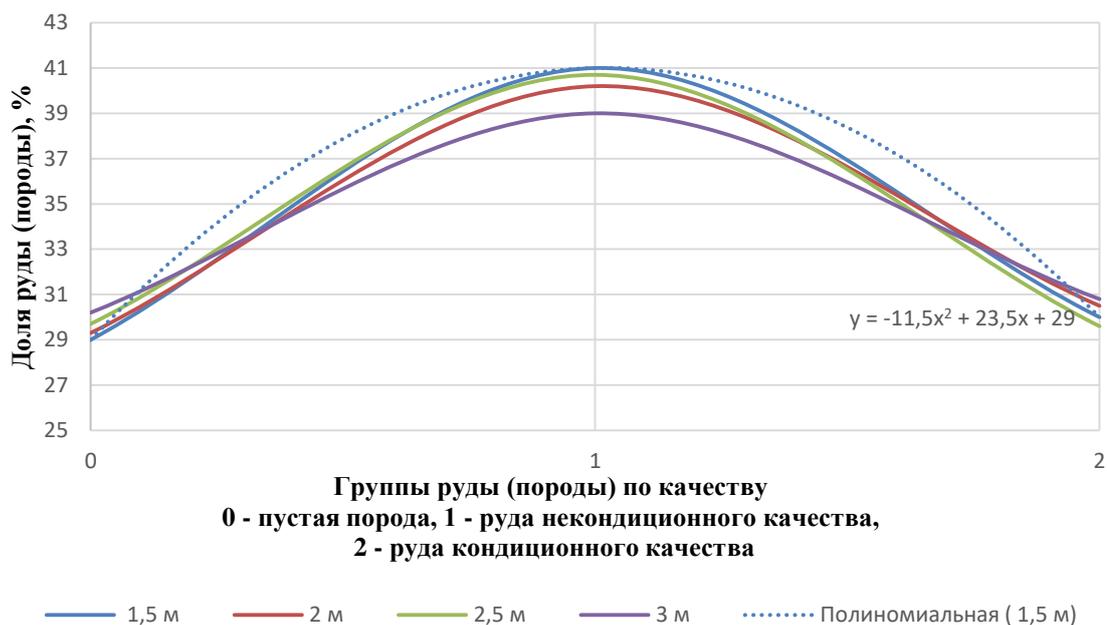


Рисунок 3.3 – Распределение объемов руды по группам качества для различных величин ширины заходки фрезерования

Важным при анализе распределения рудопотоков по качеству является выбор критерия отнесения руды к той или иной группе. Имеется ввиду, что так как в рамках настоящей работы рассматривается применение автосамосвалов в комплексе с фрезерными комбайнами, существенным является выбор содержания полезного компонента в кузове автосамосвала, соответствующего той или иной группе. Так, например, на рисунке 3.3 представлено распределение при котором автосамосвалы с содержанием P_2O_5 менее 1,5 % направляются для разгрузки в отвал, с содержанием от 1,5 до 3,5 % признаются как объемы некондиционного качества и направляются на временный склад, в случае содержания P_2O_5 в кузове более 3,5 % автосамосвал направляется на обогатительную фабрику.

В качестве исходных данных для выполнения расчетов принята разработанная блочной геолого-структурная модель Ошурковского месторождения. Данные о распределении содержания P_2O_5 были положены в основу разработанной программы оптимизации параметров.

3.2. Исследование влияния толщины слоя фрезерования, его ширины и ориентации в плане на показатели качества извлекаемой рудной массы

Для того, чтобы оценить показатели извлечения рудной массы при изменении толщины слоя фрезерования необходимо при помощи модели, приведенной в п. 3.1 выполнить анализ изменения доли руды некондиционного качества в зависимости от толщины слоя фрезерования, при этом неизменной ширине фрезерной заходки.

Выбор диапазона значений независимого параметра (в данном случае толщины слоя фрезерования $h_{сл} = 0,2 \div 1$ м) обоснован технической возможностью современных фрезерных комбайнов.

Выполненное моделирование показывает, что изменение толщины слоя фрезерования в исследуемом диапазоне не оказывает значимого влияния на итоговое распределение руды. Как видно из рисунка 3.4, ширина фрезерования не является значимым фактором при выборе средств комплексной механизации.

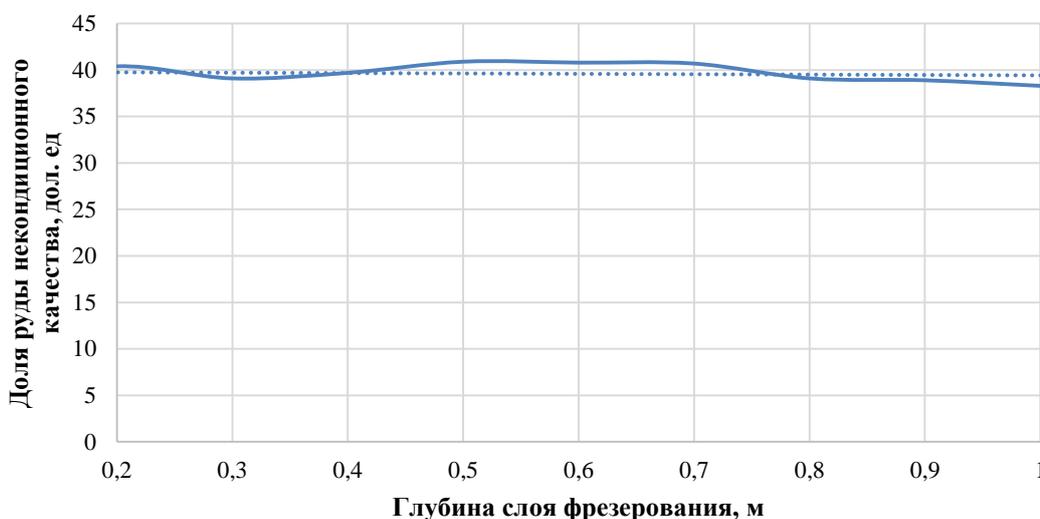


Рисунок 3.4 – Изменение доли руды некондиционного качества (%) в зависимости от глубины слоя фрезерования ($h_{сл}$), м

Однако, необходимо учитывать, что глубина слоя фрезерования влияет на производственную мощность и технико-экономические показатели ведения открытых горных работ и определяется с учетом крепости пород,

вовлекаемых в обработку в конкретном выемочном слое с учетом рекомендаций предприятий-изготовителей фрезерных комбайнов (рис. 3.5).

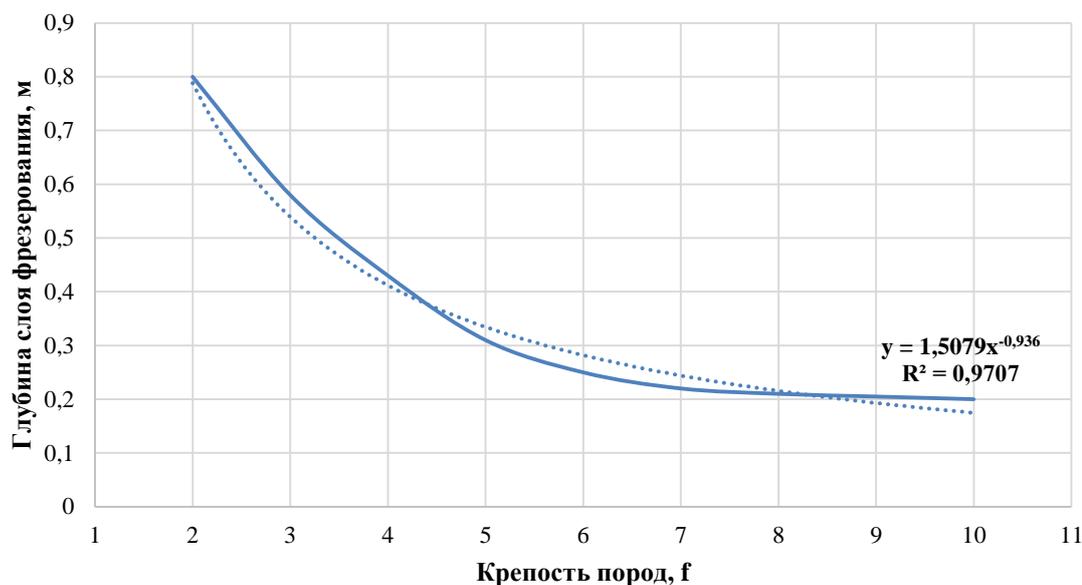


Рисунок 3.5 – Изменение глубины слоя фрезерования ($h_{сл}$, м) от крепости обрабатываемых пород, f

Приведенная на рис. 3.5 кривая отражает обратную, явную зависимость гиперболического вида глубины слоя фрезерования от крепости разрабатываемых пород, которая может быть использована при выборе глубины фрезерования.

3.3. Исследование влияния емкости транспортного средства на показатели качества рудной массы

Достижение максимального эффекта при реализации послойно-порционной технологии обуславливается определением оптимальной грузоподъемности применяемого автосамосвала. В условиях сложной морфологии рудных тел и ограниченной рабочей зоны именно от типоразмера, а соответственно от грузоподъемности автосамосвалов, используемых для транспортировки руды и вскрышных пород, зависит экономическая эффективность освоения месторождения. При этом оптимальная грузоподъемность автосамосвала обеспечивает также минимум простоев как комбайна, так и всего подвижного состава.

Целевая функция экономической эффективности реализации послойно-порционной технологии может иметь вид:

$$\mathcal{E}_{\text{разраб}}(Q_{ac}; L_{mp}^p; L_{mp}^{HP}; L_{mp}^n; t_{\text{погр}}; C_{mp}^p; C_{mp}^{HP}; C_{mp}^n; C_{\text{простой}}^{\text{комб}}; C_{\text{простой}}^{a/c}; S_{\text{загруз}}^p; S_{\text{загруз}}^n; Q_{\text{год}}) \rightarrow \min \quad (3.9)$$

где Q_{ac} – масса загружаемой порции (грузоподъемности автосамосвала), т; где L_{mp}^p – расстояние транспортирования руды от забоя до обогатительной фабрики, км; L_{mp}^{HP} – расстояние транспортирования некондиционной руды от забоя до склада, км; L_{mp}^n – расстояние транспортирования породы от забоя до отвала, км; $t_{\text{погр}}$ – время погрузки одного автосамосвала, мин; C_{mp}^p – затраты на перевозку одной тонны руды, руб.; C_{mp}^{HP} – затраты на перевозку одной тонны некондиционной руды, руб.; C_{mp}^n – затраты на перевозку одной тонны вскрыши, руб.; $C_{\text{простой}}^{\text{комб}}$ – затраты от простоя одного часа комбайна, руб./час; $C_{\text{простой}}^{a/c}$ – затраты от простоя одного часа автосамосвала, руб./час; $S_{\text{загруз}}^p$ – минимально допустимая степень загрузки автосамосвала рудой, %; $S_{\text{загруз}}^n$ – минимально допустимая степень загрузки автосамосвала породой, %; $Q_{\text{год}}$ – годовой объем добычи полезных ископаемых, тыс. т.

При этом система ограничений будет иметь следующий вид:

$$\begin{cases} N = Q_{cm} / P_{ac}; \\ C_{mp}^p = L_{mp}^p \cdot Q_{ac} \cdot Z_{ac}^p; \\ C_{mp}^{HP} = L_{mp}^{HP} \cdot Q_{ac} \cdot Z_{ac}^{HP}; \\ C_{mp}^n = L_{mp}^n \cdot Q_{ac} \cdot Z_{ac}^n; \\ S_{\text{загруз}}^p = 5 \div 100\%; \\ S_{\text{загруз}}^n = 20 \div 100\%, \end{cases} \quad (3.10)$$

где Q_{cm} – сменная производительность карьера по горной массе, т/см; P_{ac} – сменная автосамосвала, т/см; Z_{ac}^p , Z_{ac}^{HP} , Z_{ac}^n – соответственно стоимость

перевозки руды, некондиционной рудной массы и породы от забоя до пункта выгрузки, руб. т/км.

С целью выявления зависимости величины удельных затрат на транспортирование одной тонны полезных ископаемых и пустых пород от грузоподъемности применяемых автосамосвалов с учетом степени их загрузки было проведено моделирование для условного участка протяженностью 500 и шириной 300 м. Ширина фрезерования (b) принята от 1,5 до 3 м. Мощность слоя (m_c) от 10 до 25 см. Грузоподъемность автосамосвалов от 15 до 55 т. Степень загрузки автосамосвалов от 5 до 100 %. Расстояние транспортирования руды – 5 км, некондиционной бедной руды – 6 км, пустых пород – 5,5 км.

Результаты моделирования изменения удельных затрат на транспортирование руды и вскрышных пород с учетом степени загрузки кузова автосамосвала представлены соответственно на рисунках 3.6 и 3.7.

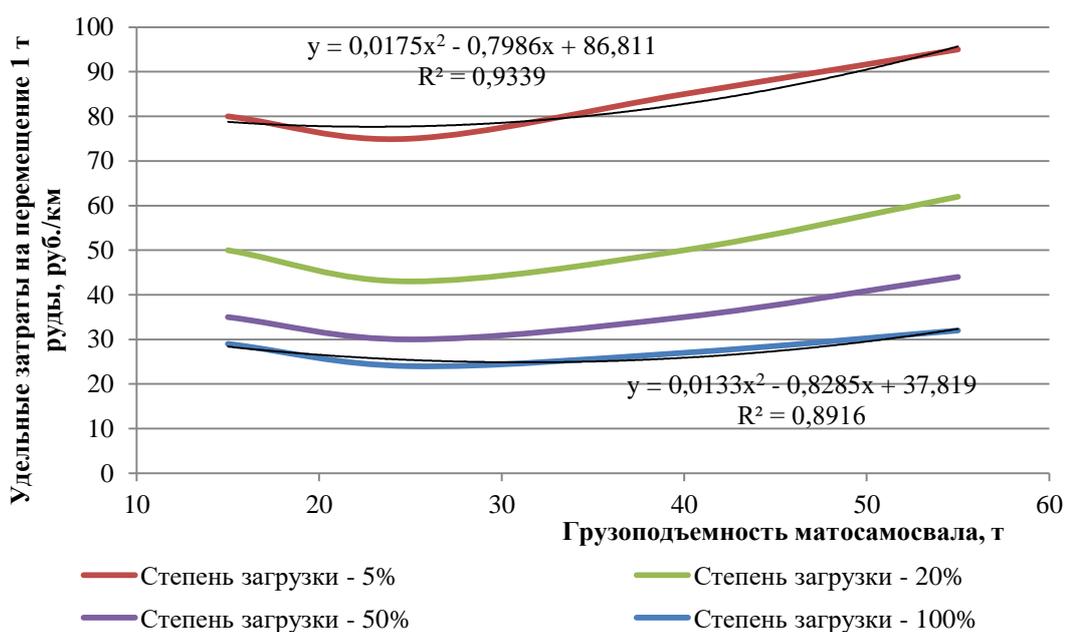


Рисунок 3.6 – Зависимость удельных затрат на транспортирование руды от грузоподъемности автосамосвалов

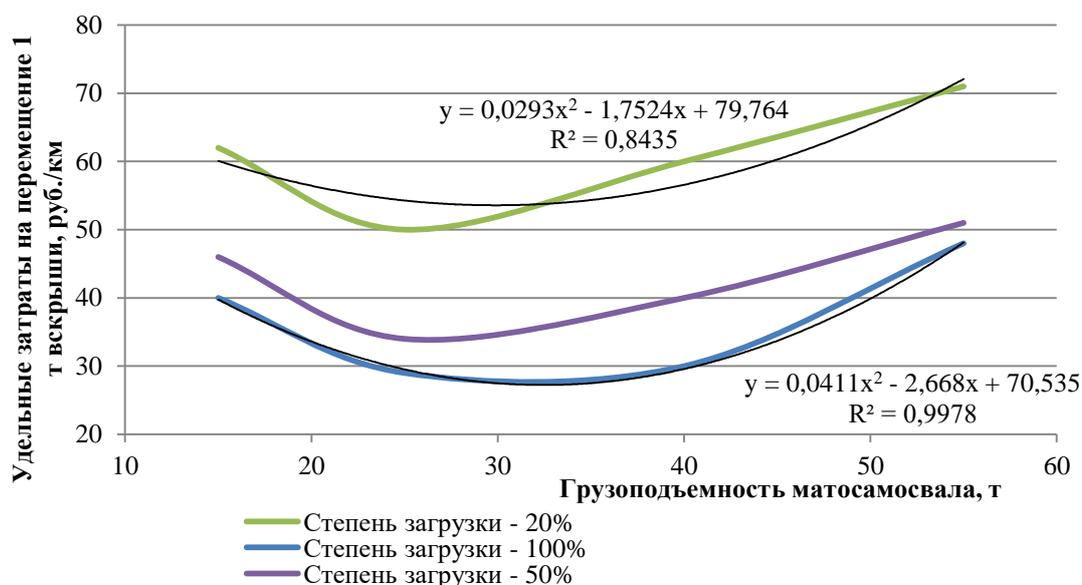


Рисунок 3.7 – Зависимость удельных затрат на транспортирование вскрышных пород от грузоподъемности автосамосвалов

Выполнив анализ полученных зависимостей на рисунках 3.6 и 3.7 можно сделать вывод, что снижение степени загрузки автосамосвала со 100 до 20 % приводит к увеличению затрат на транспортировку руды в 1,9 раза. При этом снижение степени загрузки автосамосвала при транспортировке пород вскрыши со 100 до 20 % приводит к увеличению затрат на транспортировку руды в 1,5 раза.

Полученные зависимости имеют ярко выраженный экстремум, соответствующий области значений независимой переменной от 25 до 35 т, что является одним из критериев выбора автосамосвала грузоподъемностью 30 т, и кроме того этот результат подтверждает правильность разработанной методики, представленной в разделе 2.2.

3.4. Оптимизация параметров экологически сбалансированной горнотехнической открытой геотехнологии

Очевидно, что установленные выше зависимости и закономерности определяют необходимость рассмотрения именно порядка и последовательности развития фронта горных работ в пределах карьерного поля, выбора участков начала развития горных работ и разработки технологии управления режимом горных работ [78, 88].

Выбор оборудования, порядок отработки карьерного поля, не принимая во внимание особенности геологического строения и структуры

распределения полезного ископаемого в пространстве, не обеспечивает улучшения итоговых параметров загрузки самосвалов.

Далее рассмотрим перспективы изменения порядка и последовательности отработки карьерного поля локальными участками для оптимизации режима горных работ и получения руды требуемого качества (рис. 3.8).

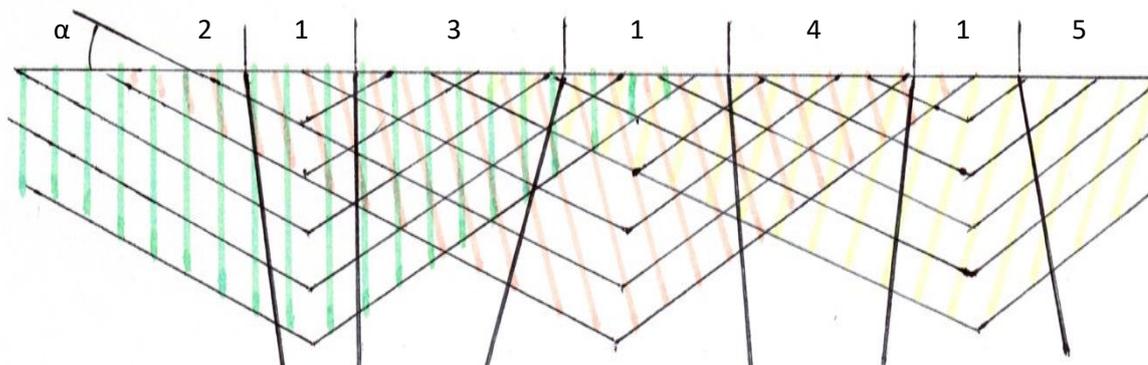


Рисунок 3.8 – Схема развития горных работ, от зон орудинения с повышенным содержанием полезного компонента, где 1- зоны с наибольшим содержанием полезного компонента, 2, 3, 4, 5 – зоны с постепенным снижением содержания полезного компонента

Важно, что при отработке локального участка, параметрами, определяющими конфигурацию рабочей зоны, являются конструктивные параметры применяемого оборудования (рис. 3.9).

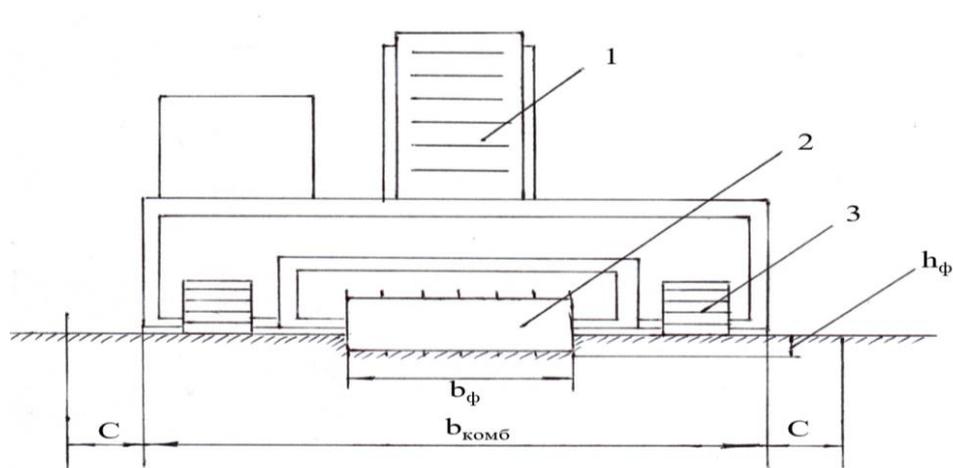


Рисунок 3.9 – Конструктивные параметры фрезерного комбайна: 1 – конвейер; 2 – рабочий орган; 3 – гусеничный ход; $h_{\text{ф}}$ – глубина фрезерования, м; $b_{\text{ф}}$ – ширина фрезерования, м; $b_{\text{комб}}$ – ширина комбайна, м; C – безопасный зазор, м

Из рисунка 3.9 следует, что циклично при понижении на глубину слоя фрезерования $h_{\text{ф}}$ комбайн оставляет с каждой стороны горизонтальную полку шириной C :

$$b_{\text{п}} = 0,5*(b_{\text{комб}} - b_{\text{ф}}) + C, \text{ м.} \quad (3.11)$$

Вышесказанное определяет результирующий угол наклона борта выработки, который составит

$$\alpha = \arctg(h_{\text{ф}}/(0,5*(b_{\text{комб}} - b_{\text{ф}}) + C)), \text{ град.} \quad (3.12)$$

Следует отметить, что результирующий угол наклона борта выработки не может быть больше предельного, определяемого по критерию устойчивости.

Определив угол наклона борта выработки становится возможным установить схемы зон углубки горных работ, приуроченных к зонам с наибольшим содержанием полезного компонента, которые представлены на рисунке 3.8. Характерной особенностью этой схемы является то, что при углубке, вынимаемые объемы горной массы являются общими для различных зон оруденения и это определяет ряд потенциальных преимуществ предложенной схемы развития горных работ.

Возможность выбора приоритетных участков ведения горных работ в границах карьерного поля, локализованных в зонах с наибольшим содержанием ценного компонента, позволяет:

- максимизировать формируемый положительный денежный поток от реализации товарной продукции и создать условия для снижения срока окупаемости проекта освоения месторождения;
- гибко управлять объемами отбиваемой рудной массы в той или иной зоне оруденения для получения усредненных показателей качества требуемой величины;
- оптимизировать глубину фрезерования и повысить производительность оборудования, так как комбайн работает в более менее однородных средах [78].

Учет изменения распределения во времени денежного потока, формируемого при отработке месторождения, в зависимости от выбора

порядка и последовательности развития горных работ является существенным при обосновании параметров открытой геотехнологии.

При ведении горных работ согласно базовому варианту, под которым понимается вариант, при котором отработка ведется слоями на всю длину и ширину карьерного поля, без привязки к зонам с высоким содержанием ценного компонента, распределение денежного потока будет иметь вид, как на рисунке 3.10. При этом определение абсолютной величины денежного потока не является задачей исследования в рамках текущего раздела работы, поэтому для анализа и оценки тенденций изменения величины денежного потока была рассмотрена относительная величина, где за 100 % принято значение, соответствующее базовому варианту в каждый период отработки. Число же периодов отработки, очевидно, также не является величиной значимой в текущей постановке задачи.

Интенсификация горных работ в зонах с высоким ценным компонентом ожидаемо позволит увеличить денежный поток, формируемый на начальных этапах отработки запасов месторождения (периоды 1-4), как изображено на рисунке 3.10. Так, ожидаемое увеличение составит порядка 20 %, что следует из анализа 3-D модели, разработанной в разделе 2.3 диссертации. При этом показанное изменение определяется снижением величины денежного потока в последующие периоды отработки (периоды 6-9).

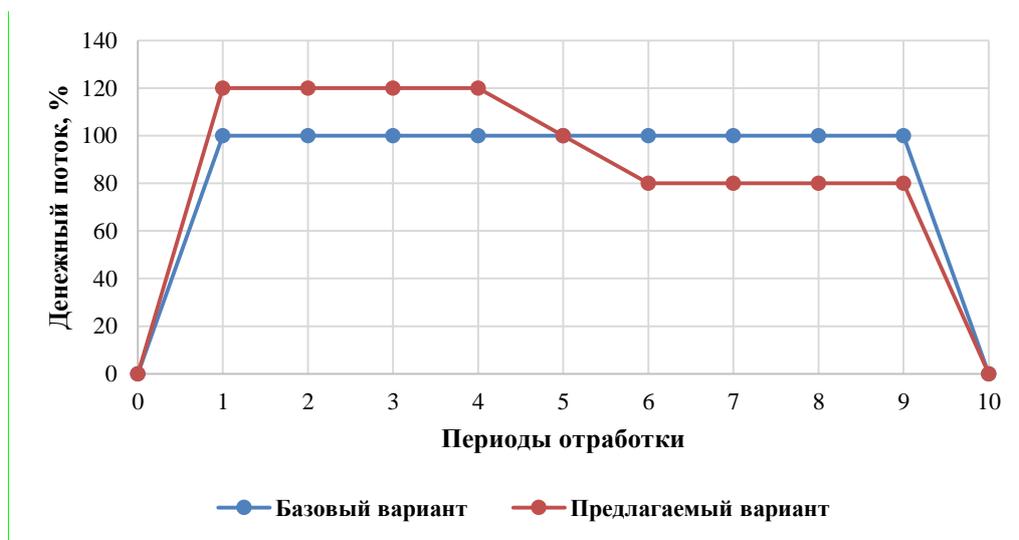


Рисунок 3.10 – Распределение денежного потока во времени для вариантов выбора порядка и последовательности развития горных работ

Для оценки эффективности предлагаемого перераспределения денежного потока, которое обеспечивается изменением порядка и последовательности отработки запасов месторождения, было выполнено приведение денежных потоков, формируемых на каждом этапе отработки, к одному моменту времени. При этом продолжительность одного периода была выбрана 5 лет, а значение нормативного коэффициента эффективности капитальных вложений составило $i=0,7$, что соответствует поставленной задаче. Коэффициент дисконтирования рассчитан по формуле:

$$k_D = \frac{1}{(1+i)^T} \quad (3.13)$$

Результаты расчета приведены на рисунке 3.11. Для оценки изменения величины дисконтированного денежного потока во времени для вариантов выбора порядка и последовательности развития горных работ построен график, приведенный на рисунке 3.12, показывающий изменение величины денежного потока.

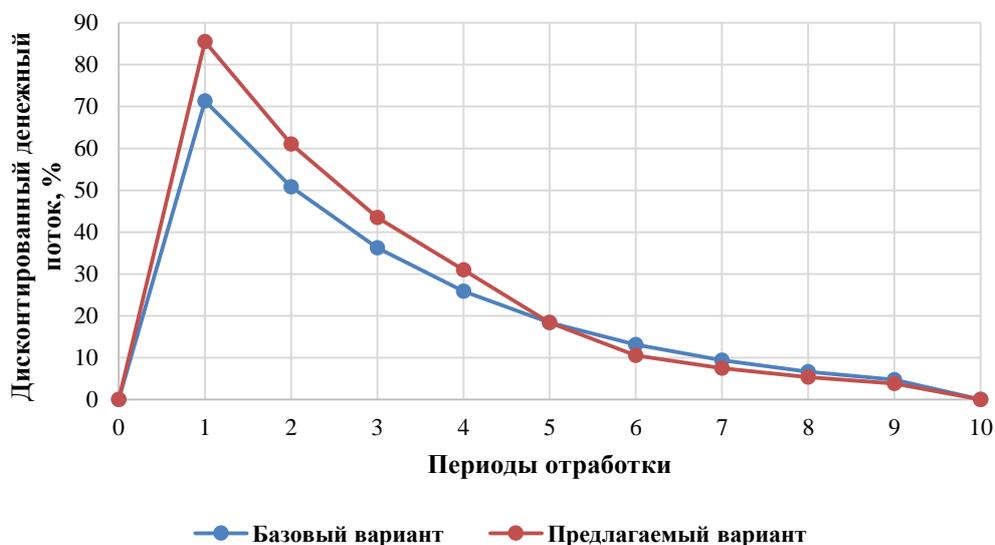


Рисунок 3.11 – Распределение дисконтированного денежного потока во времени для вариантов выбора порядка и последовательности развития горных работ

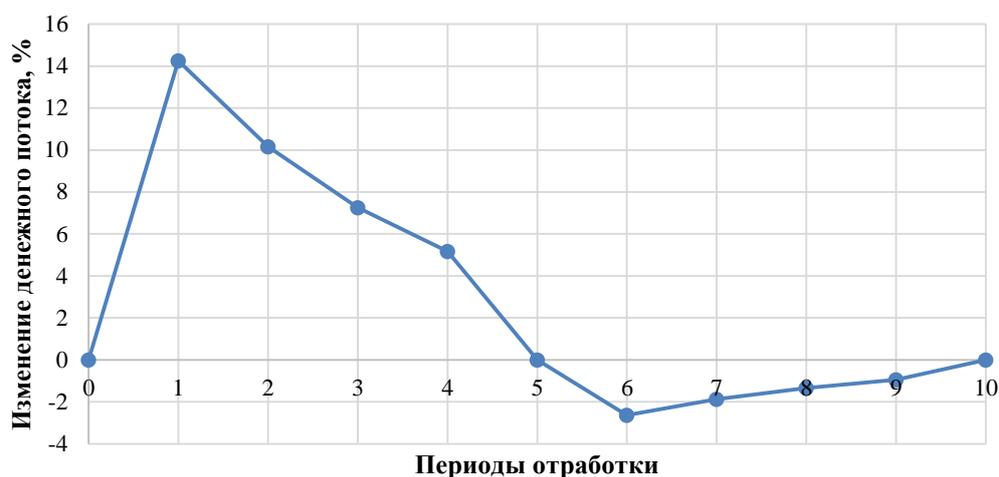


Рисунок 3.12 – Изменение величины дисконтированного денежного потока во времени

Анализ закономерности изменения дисконтированного денежного потока во времени для различных вариантов развития горных работ, представленной на рисунке 3.12, показывает, что сумма изменений дисконтированного денежного потока за все периоды отработки запасов месторождения составляет 30 %. Это подтверждает целесообразность изменения порядка и последовательности ведения открытых горных работ и их интенсификацию в зонах оруденения с наибольшим содержанием ценного компонента.

Таким образом, доказано, что при выборе технологических параметров безвзрывной открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений с использованием комбайновой выемки следует исходить из установленных закономерностей [78]:

- выбор приоритетных порядка и последовательности развития фронта горных работ в пределах карьерного поля позволяет обеспечить интенсификацию отработки участков с высокой рудоносностью и повысить эффективность разработки месторождения;

- развитие горных работ целесообразно начинать с зон с наибольшим содержанием полезного компонента, что обеспечивает возможность снижения срока окупаемости проекта, гибкого управления объемами отбиваемой рудной массы и повышения производительности оборудования.

3.5. Алгоритм выбора параметров горнотехнической системы с комбайновой выемкой сложноструктурных руд

Важнейшим условием реализации предложений, сформулированных в пунктах 3.2-3.4 является наличие технической возможности осуществлять непрерывный контроль качества и количества руды, поступающего в кузов автосамосвала. Необходимо особо отметить, что предложенные выше решения, а именно выбор зон интенсификации горных работ, являются сутью методами управления качеством рудной массы. При этом очевидно, что ни одно решение по управлению тем или иным процессом не может быть эффективно реализовано без соответствующего механизма контроля, адекватного конкретной задаче.

Как правило, главными звеньями в технологической цепи разделения добытой рудной массы на грузопотоки заданного качества являются погрузка рудной массы определенного объема с выдержанными свойствами в транспортные средства с оперативным контролем качества сырья.

В практике разработки месторождений крупно порционная сортировка применяется с использованием различных методов радиометрических контрольных станций (РКС), на которых содержание ценных компонентов в выемочной порции добытой рудной массы (например, в кузове автосамосвала) определяется измерением естественного для радиоактивных руд, либо наведенного (характеристического) излучения для нерадиоактивных руд. При этом анализируется только поверхностный слой навала рудной массы, а результаты измерений распространяются на весь исследуемый объем, что вносит существенные искажения в качественные характеристики рудопотоков, и для условий Ошурковского месторождения абсолютно неприемлемо.

Однако, сокращение объема контролируемой порции для непосредственного измерения радиометрическими методами содержания ценных компонентов может быть технически затруднено или практически невозможно по экономическим причинам. Способы измерений, обеспечивающие оперативный контроль качества добытой рудной массы,

могут быть основаны на выявлении взаимосвязей содержания ценных компонентов с элементами-спутниками, находящимися в составе руды. При установлении такой взаимосвязи появляется возможность определить как границы рудных тел в разрабатываемом массиве, так и качественные характеристики рудной массы в необходимом объеме.

При разработке сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами, и в частности Ошурковского, основной задачей является разделение рудного потока на отдельные порции рудной массы с определенными (установленными) ее качественными характеристиками. Для этого потребовалось решить следующие задачи:

- определить рациональный размер порции рудной массы, а в конкретных условиях, грузоподъемность автосамосвала;
- разработать способ контроля качественных характеристик каждой порции рудной массы, загружаемой в автосамосвал;
- разработать методику управления качественными характеристиками потока рудной массы [99].

Размер вынимаемой порции определен методом статистического анализа размеров включений участков пустых пород в рудные зоны, и рудных участков – в зоны пустых пород. При этом минимальное разубоживание, принятое в качестве критерия оценки результативности управления, достигается при формировании заданных грузопотоков. Поэтому для разработки Ошурковского месторождения апатитовых руд рекомендовано использование фрезерного комбайна Wirtgen 2500 в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 30 т.

Разработанная с учетом блочной модели месторождения методика контроля качества минерально-сырьевых потоков включает три последовательно выполняемых этапа, различающихся детализацией поставленных задач, сроком их реализации и целью управленческих решений. При этом на этапе I карьерное поле разделяется на природно-технологические зоны (рудная, рудно-породная и породная) и определяются проектные показатели извлечения полезного ископаемого из недр, на этапе II

определяются соответствующие плановые, а на этапе III – фактические технологические показатели добычных работ.

Традиционно в основе применения экспресс-методов радиометрического опробования лежит понятие контрастности руды, которая определяется неоднородностью распределения минералов в руде, их свойствами и зависит от объема анализируемой порции. При этом максимальная контрастность отвечает объему порции, соизмеримому с объемом включений в руде собственно полезных минералов, а минимальная – объему, соизмеримому с рудным телом. Между этими крайними значениями контрастности располагаются промежуточные значения, определяемые по конкретным размерам порций, называемым единичными выемочными порциями.

Понятие о контрастности руды было впервые использовано на урановых месторождениях [98] с целью обоснования параметров селективной добычи и порционной сортировки руды на основе методов радиометрического опробования и анализа содержаний урана в самых различных по объему порциях. Очевидно, что фактическая контрастность руды определяется такими порциями, которые в производственных условиях могут использоваться при выемочно-погрузочных работах для добычи полезных ископаемых и формирования грузопотоков по сортам (технологическим классам содержаний). При этом установлено, что, если изменчивость содержания полезного компонента в измеряемых порциях менее 40 % (отн.), то сортировка такой руды экономического эффекта (как правило) не приносит, а руда считается неконтрастной. Такие руды следует сортировать порциями по мере добычи при условии, что внедрение сортировки не приведет к потере экономической эффективности освоения месторождения.

Условность границы «руда – вмещающие породы» неизбежно приводит к формированию переходной зоны – зоны смешивания с параметрами, изменяющимися во времени и пространстве, что требует от применяемого метода анализа определения содержания ценных

компонентов и динамики их изменения в течение всего времени формирования заданного объема выемочной порции. Свои требования накладывают особенности разработки месторождений фрезерными комбайнами – извлечение слоя пород узкой полосой без возможности селективной выемки вмещающих пород и полезных ископаемых, границы между которыми к тому же визуальны неразличимы. Перечисленные ограничения позволяют сформулировать требования к экспресс-методу контроля качественных характеристик рудного потока при разработке сложноструктурных месторождений фрезерными комбайнами:

- разделение единичной выемочной порции на минимально возможные по объему элементарные измеряемые порции рудной массы;
- выполнение статистически обоснованного количества измеряемых порций в каждой выемочной порции рудной массы (автосамосвал), с достоверным определением содержания в ней полезного компонента;
- отсутствие влияния на производительность выемочно-погрузочного и транспортного оборудования;
- исключение влияния «человеческого» фактора на результаты измерений;
- возможность автоматизированного формирования грузопотоков горной массы с заданными качественными характеристиками.

Разделение с помощью методов рудосортировки добытого полезного ископаемого на классы содержаний P_2O_5 шагом 1,5 % возможно при аппаратурной погрешности метода измерений, которая в два-три раза меньше ширины интервалов технологических классов руды, на которые требуется разделить отбитую горную массу. В конкретном случае аппаратурная погрешность не должна превышать $1,5 \div 2,0$ %.

На практике применимы три способа радиометрической сортировки рудной массы:

- крупно-порционная (посамосвальная) сортировка;
- мелко-порционная сортировка;
- поточно-кусовая сепарация (PPC).

Следует отметить, что установки для крупно-порционной сортировки и поточно-кусковой сепарации горнорудной массы успешно внедрены при разработке месторождений золотосодержащих, урановых и фосфоритовых руд [98]. Мелко-порционная сортировка не вышла из стадии теоретических работ, а основная причина – сложность реализации разделения потока горной массы на контролируемые порции небольшого размера.

Основное достоинство крупно-порционной сортировки – высокая производительность и простота реализации, а основной недостаток – распространение результатов измерения характеристик поверхностного слоя горной массы на весь ее объем в кузове автосамосвала, что мало пригодно при отработке зоны смешивания для рассматриваемого апатитового месторождения из-за высокой вероятности распространения содержания в верхнем слое загруженной горной массы, которое может существенно отличаться от содержания в ранее загруженной горной массе во всей выемочной порции. Основное достоинство поточно-кусковой сепарации – высокое качество разделения горной массы на технологические сорта, а основной недостаток – относительно низкая производительность, которая к тому же зависит от размеров сортируемых кусков горной массы. Применительно к выемке апатитовой руды с относительно низкой ценностью данный метод сортировки бесперспективен.

При разработке апатитового месторождения со слабоконтрастными рудами достоверность определения качественных характеристик горной массы в автосамосвалах предложено повысить за счет условного разделения потока горной массы на разгрузочном конвейере фрезерного комбайна на измеряемые элементарные контрольные порции, качественные характеристики которых определяются дистанционно радиометрическим экспресс-методом. Результат такого решения – определение среднего содержания полезных компонентов во всем объеме выемочной порции по оценке не одного куска, как при использовании радиометрических контрольных станций, а нескольких десятков измерений. Как итог – контролируемая послойно-порционная выемка фрезерными комбайнами с

достоверным разделением единичных выемочных порций на технологические сорта рудной массы, из которых формируются грузопотоки с заданными качественными характеристиками.

В отличие от традиционных методов опробования, связанных с отбором проб, механической обработкой материала и последующими лабораторными анализами, радиометрические методы позволяют определять качество руды и содержание ценного компонента в них дистанционно, оперативно и без разрушения. При этом анализируется весь объем выемочной порции, а не часть ее, что существенно повышает представительность измерений.

Из известных рентгенорадиометрических методов измерений (авторадиометрический, фотонейронный, нейронно-активационный и др.) [35, 51, 87, 88, 99] выбран наиболее распространенный способ, в основе которого лежит измерение потока характеристического гамма-излучения с помощью радиометрического контрольно-измерительного комплекса. Однако определение содержания P_2O_5 возможно лишь косвенным методом по элементу-спутнику, который является индикатором полезного компонента и находится с ним в тесной корреляционной взаимосвязи. Исследования, выполненные в 2014-2018 гг. в лабораториях ФГБУ «ВИМС» на кусковом материале показали, что для в рудах Ошурковского месторождения элементом-спутником апатита является стронций (рисунок 3.13) и взаимосвязь между ними имеет вид:

$$C = 0,018C_{St} - 0,6, \% \quad (3.13)$$

Выбранный элемент-спутник позволяет определять содержание P_2O_5 в анализируемой рудной массе с помощью выпускаемых приборов малых энергий излучения, не требующих специальных защитных устройств для персонала.

Радиометрический контрольно-измерительный комплекс принято разместить над разгрузочным конвейером комбайна на высоте 300-500 мм от поверхности движущейся горной массы (рис. 3.15).

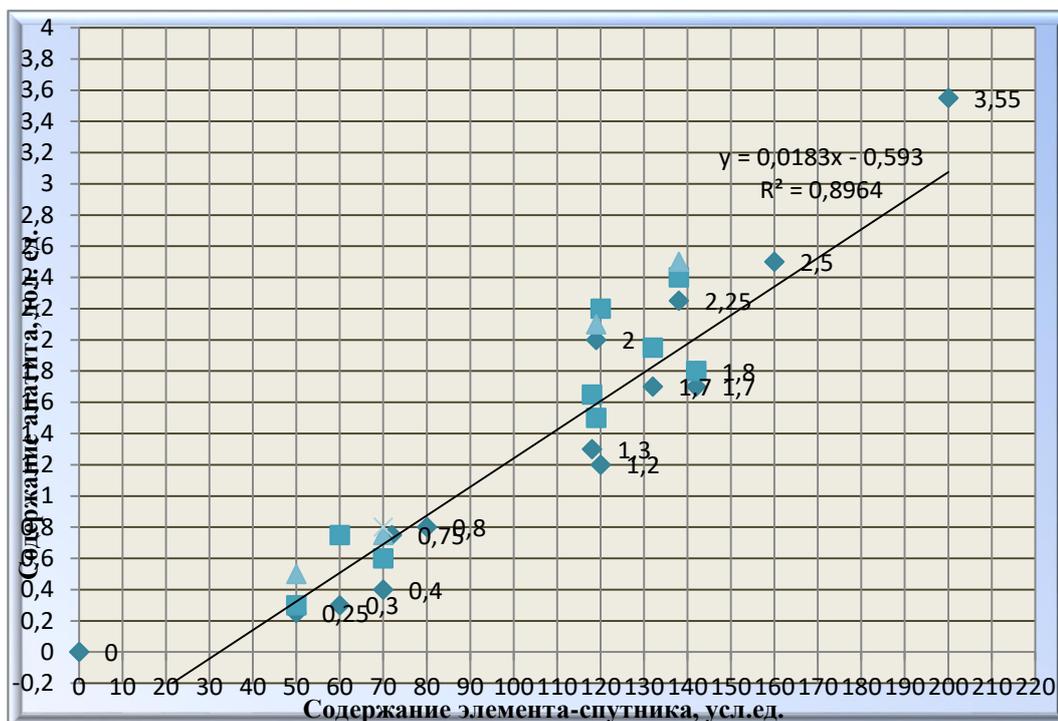


Рисунок 3.13 – График зависимости содержания апатита от содержания элемента-спутника (условная единица переводится в содержание элемента-спутника умножением на коэффициент 10^{-4})

При движении по конвейеру поверхность рудной массы обрабатывается рентгеновскими лучами заданной мощности. Возникшее под их воздействием в элементе-индикаторе вторичное характеристическое излучение измеряется контрольным блоком и с использованием установленной зависимости (рис. 3.13), определяется содержание апатита сначала в измеряемой порции рудной массы, а затем среднее значение в кузове автосамосвала.

Продолжительность одного измерения составляет $\sim 0,1$ с. За время измерения на выше указанном комплексе при средневзвешенной производительности 320 т/ч (5,33 т/мин) под измерение попадает измеряемая порция весом $\sim 25-30$ кг. При загрузке автосамосвала грузоподъемностью 30 т, то есть за 6 минут, происходит примерно 60 измерений, выполняемых с интервалом $5 \div 7$ с. Каждое измерение в этом случае, характеризует в среднем 300-500 кг рудной массы, а измеренные контрольные порции распределяются равномерно, что обеспечивает достоверность определения среднего содержания ценного компонента в кузове автосамосвала.

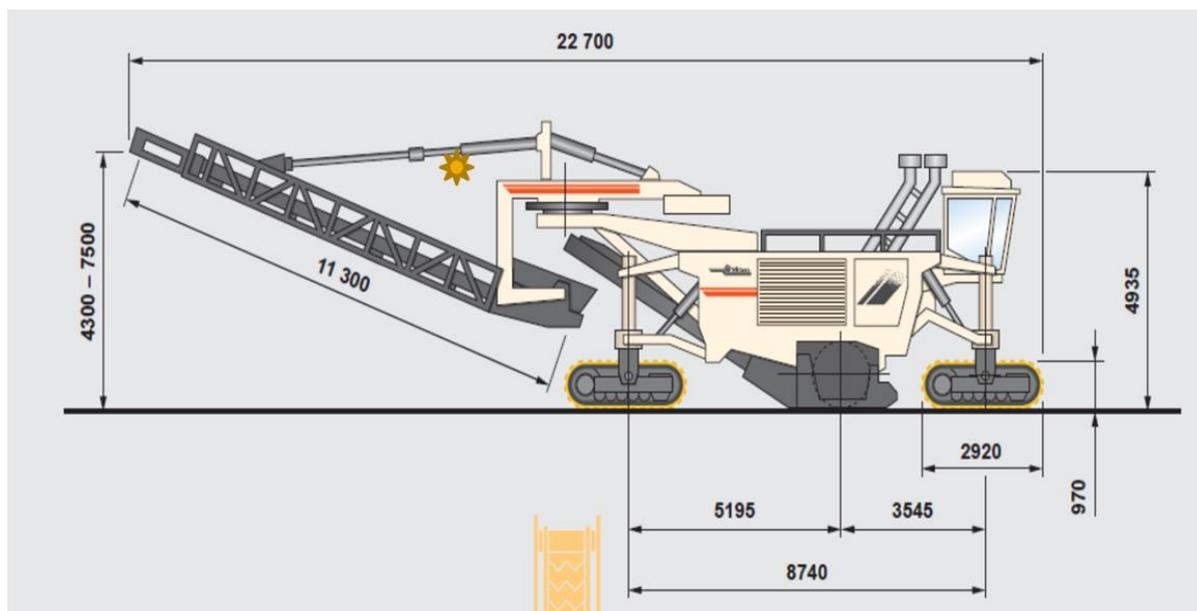


Рисунок 3.14 – Схема размещения радиометрического контрольно-измерительного комплекса над конвейером фрезерного комбайна

На бортовом компьютере, расположенном в кабине машиниста комбайна, производится в автоматическом режиме подсчет среднего содержания апатита в рудной массе, загружаемой в автосамосвал.

В результате по качеству загруженного в автосамосвалы сырья становится возможным формировать и разделять грузопотоки на основе элементарных контрольных порций горной массы с известными качественными характеристиками.

Управление качественными характеристиками рудопотоков при разработке апатитового месторождения фрезерными комбайнами реализуется в три последовательно выполняемых этапа, различающихся детализацией, сроком реализации и целью управленческих решений. Эта схема учитывает опыт решения подобных задач на других сложноструктурных месторождениях и учитывает особенности геологического строения и технологии разработки месторождения апатитовых руд Ошурковское.

На первом этапе управления качественными характеристиками рудопотоков используется блочная геологическая модель месторождения, что позволяет с помощью пакета компьютерных программ оценить не только запасы, но и определить: оптимальную глубину фрезерования комбайном в

зависимости от физико-механических характеристик разрабатываемых пород, ожидаемые технологические показатели выемки и сортировки извлекаемой горной массы по сортам при проектировании горных работ. Модель уточняется по данным секционного опробования керна и результатов дифференциальной интерпретации данных гамма-каротажа скважин опережающей и сопровождающей эксплуатационной разведки. На этом этапе карьерное поле разделяется на природно-технологические зоны (рудную, рудно-породную и породную) с определением проектных показателей извлечения полезного ископаемого из недр (рис. 3.15).

I. Подготовка технического проекта разработки месторождения.
Цель: подготовка долгосрочной программы развития горных работ с определением проектных технологических показателей (потерь, примешивания разубоживающих пород, извлекаемых запасов и качественных характеристик добытой рудной массы). Составление 3-Д модели месторождения. Деление карьерного поля на природно-

II. Планирование развития горных работ.
Цель: уточнение плановых технологических показателей горных работ (потерь, примешивания разубоживающих пород, извлекаемых запасов и качественных характеристик добытой рудной массы).

III. Разработка месторождения.
Цель: Определение фактических технологических показателей горных работ (потерь, примешивания разубоживающих пород, извлекаемых запасов и качественных характеристик добытой рудной массы с ее разделением на технологические сорта).

Рисунок 3.15 – Этапы и цели управленческих решений при проектировании и разработке сложноструктурного апатитового месторождения

В качестве критерия деления карьерного поля на природно-технологические зоны принят коэффициент рудоносности $K_{руд}$, величина которого для рудной зоны соответствует величине предельного примешивания вмещающих пород, при которой рудная масса, предназначенная для переработки, сохраняет минимально допустимое содержание $C_{min} = 3,5 \%$, то есть при $K_{руд} = 0,69$ в выше приведенном примере. В этой зоне возможна валовая разработка забоя.

Породная зона включает участки карьерного поля с коэффициентом рудоносности $K_{руд} \leq 0,31$, то есть, которые по сути являются породными участками с включением рудных участков.

Рудно-породная зона занимает промежуточное положение между рудной и породной зонами, имея коэффициент рудоносности $0,2 < K_{руд} < 0,8$. Как показывает анализ 3D модели Ошурковского месторождения (см. гл. 2) рудная, рудно-породная и породная зоны расположены в карьерном поле бессистемно.

На этапе II осуществляется планирование горных работ с использованием 3-Д модели месторождения, сортовых планов, построенных по результатам опережающей (в основном) и сопровождающей эксплуатационной разведки, а на этапе III – уточнение сортовых планов по результатам сопровождающей эксплуатационной разведки и получение фактических технологических показателей добычных работ. При этом учитывается главная особенность разработки апатитового месторождения фрезерными комбайнами – возможность валовой выемки с контролем содержания в выемочных порциях ценных компонентов на основе предложенного метода радиометрического анализа с определением содержания сопутствующего стронция.

В этом комплексе последовательно решаемых задач этап III наиболее информативен (рис. 3.16), поскольку именно здесь методами оперативного контроля определяются фактические потери, разубоживание полезного ископаемого, качественные характеристик добытой рудной массы и сумма извлекаемых запасов.

Схема формирования грузопотоков при разработке апатитового месторождения Ошурковское приведена на рис. 3.17.

Особенностью представленной схемы формирования грузопотоков является определение в процессе выемочно-погрузочных работ содержания P_2O_5 в горной массе из рудной, рудно-породной и породной зон. Автосамосвалы, загруженные рудной массой со средним содержанием P_2O_5 выше промышленного значения, направляются на обогатительную фабрику, при содержании выше бортового, но ниже промышленного – на склад для

временного хранения, при содержании ниже бортового – в отвал вскрышных пород.

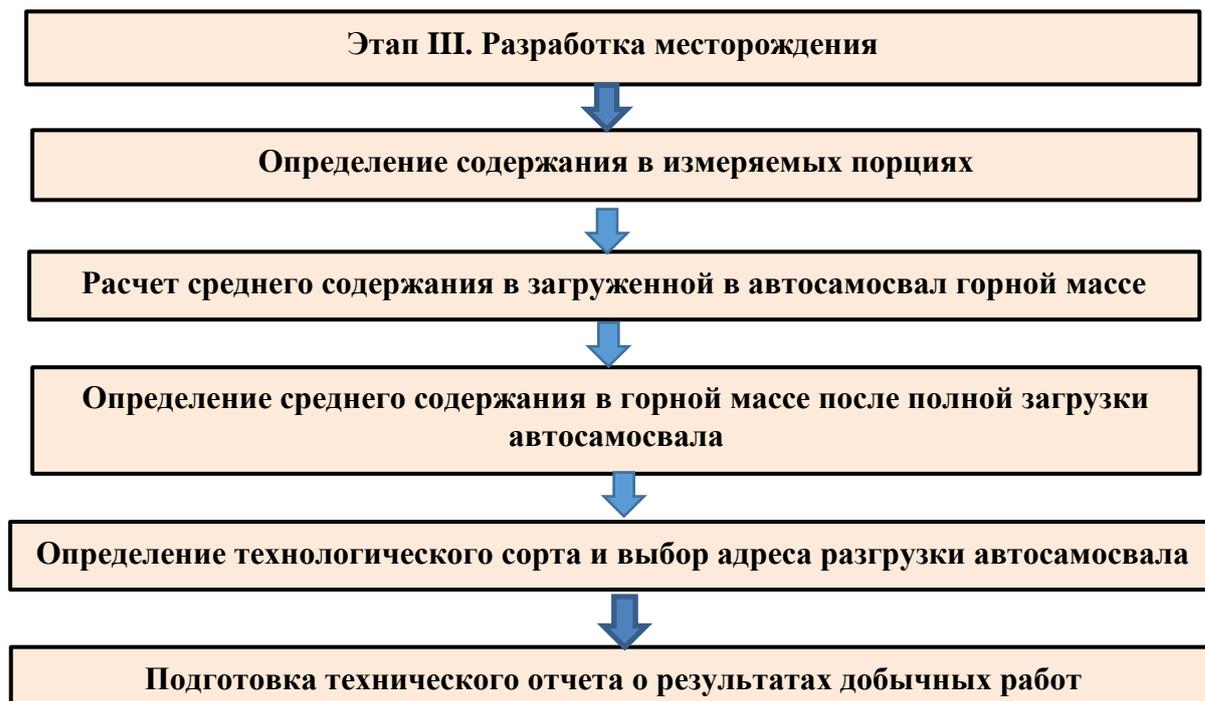


Рисунок 3.16 – Детализация содержания III этапа управления грузопотоками при разработке апатитового месторождения

Таким образом, предложенная схема управления качественными характеристиками грузопотоков при разработке апатитового месторождения позволяет:

- на основе построения модели распределения качества сырья на месторождении произвести разделение карьерного поля на природно-технологические зоны (рудную, рудно-породную и породную) и дифференцированно определить проектные показатели извлечения полезного ископаемого из недр;
- определить приоритетное направление развития горных работ и в соответствии с этим уточнять технологические показатели и показатели извлечения полезного ископаемого из недр при планировании развития горных работ [88];
- разделить поток фактически извлеченной горной массы на отдельные грузопотоки разных технологических сортов;



Рисунок 3.17 – Схема формирования грузопотоков с заданными качественными характеристиками при разработке месторождения Ошурковское

- получить в реальном времени технические отчеты об объемах добычи рудной массы отдельно по технологическим сортам и в целом по карьеру;
- своевременно принять управленческие решения по изменению режима работы выемочно-транспортного комплекса и параметров грузопотоков.

3.6. Методика оценки потерь и разубоживания руд при разработке сложноструктурного Ошурковского месторождения

Методика оценки предусматривает определение содержания полезного компонента при загрузке отбитой горной массы в автосамосвал и включает следующие основные положения:

– прогноз количества пересечений зон смешивания по границе «Руда-пустая порода» в выемочном слое по результатам отработки предыдущего слоя;

контроль в реальном времени качества горной массы, загружаемой в автосамосвал;

– контроль загрузки горной массы в автосамосвале помощью с помощью взвешивающего устройства, устанавливаемого на автосамосвале или фрезерном комбайне;

– определение браковочного уровня использования грузоподъемности автосамосвала при отработке зон смешивания на границе «Руда-пустая порода»;

– окончание загрузки автосамосвала при смене с кондиционной и некондиционной руды на пустую породу при 50-60 % загруженности автосамосвала, а с породы на руду при 40-50 %;

– распределение загруженных автосамосвалов по пунктам разгрузки (склад обогатительной фабрики, временного хранения или пустой породы) (рис. 3.17);

– определение качественных характеристик извлеченной горной массы по сортам;

– составление материального баланса извлеченной горной массы и полезного ископаемого;

– определение степени извлечения путем сопоставления добытого полезного ископаемого и компонентов с их балансовыми запасами;

– составление технического отчета;

– разработка мероприятий по повышению эффективности использования ресурсного потенциала месторождения.

Взаимосвязи показателя полноты извлечения полезного ископаемого из недр и добычи руд с предварительной сортировкой возможно оценить с помощью уравнений материального баланса [78, 100].

Освоение месторождения должно быть прибыльным, т.е. должно выполняться условие:

$$\sum C_{рм} \geq \sum C_i \text{ или } \sum C_{рм} - \sum C_i, \geq 0, \quad (3.14)$$

где: $\sum C_i$ – суммарные затраты на получение готовой продукции из единицы добытой рудной массы, руб./т; $\sum C_{рм}$ – суммарная извлекаемая ценность полезных компонентов из 1 т добытой рудной массы с учетом ценностей в примешенных вмещающих породах, руб./т.

Раскроем некоторые взаимосвязи. Разница между извлекаемой ценностью из 1 т добытой рудной массой и суммарными затратами на получение 1 т готовой продукции является удельной прибылью:

$$P_{уд} = \sum C_{рм} - \sum C_i \text{ или } \sum C_{рм} = P_{уд} + \sum C_i \quad (3.15)$$

Для раскрытия взаимосвязи между планируемым объемом добычи и величиной балансовых запасов обратимся к уравнениям баланса ценностей, взаимодействующих при добыче с предварительной сортировкой радиометрическим методом ($D_{рм}^{ркс}$) и без нее ($D_{рм}$):

$$D_{рм}^{ркс} = B \cdot K_{ркс}^{р/р} + B (1 - K_{руд}) K_{ркс}^{р/п}, \text{ т} \quad (3.16)$$

$$D_{рм} = B (1 - K_{п} + K_{в}) = B - П + В, \text{ т} \quad (3.17)$$

где $B, П, В$ – количество балансовых запасов, потерь, примешивания вмещающих пород соответственно, т; $K^{р/р}, K_{руд}, K_{ркс}^{р/п}$ – коэффициент извлечения руды из общего объема полезного ископаемого ($K^{р/р} = 0,9$), $K_{руд}$ – коэффициент рудоносности ($K_{руд} = 0,91$), $K_{ркс}^{р/п}$ – коэффициент извлечения руды из породы ($K_{ркс}^{р/п} = 0,15$) соответственно.

Извлекаемая часть полезных компонентов из общего объема добытой рудной массы:

$$a_{рм} = \frac{(B-П)C_{б} + B \cdot C_{в}}{B-П+В}, \% \quad (3.18)$$

$$a_{ркс} = \frac{B C_{б} - П_{ркс} \cdot C_{п}^{ркс} + В_{ркс} \cdot C_{в}^{ркс}}{D_{рм}}, \% \quad (3.19)$$

где $a_{рм}, a_{ркс}$ – содержание полезного компонента в добытой рудной массе без предварительной сортировки и с применением сортировки соответственно, %; $C_{б}, C_{в}$ – содержание полезного компонента в потерянных балансовых запасах руды и в разубоженной горной массе при добыче руды без

сортировки соответственно, %; $C_{\Pi}^{\text{РКС}}$, $C_{\text{В}}^{\text{РКС}}$ – содержание полезного компонента в потерянных балансовых запасах руды и в разубоженной горной массе при добыче руды с применением сортировки на РКС соответственно, %; $P_{\text{РКС}}$, $V_{\text{РКС}}$ – потери и примешивание разубоживающих пород при добыче и с предварительной сортировкой на РКС соответственно, %.

Потери и примешивание разубоживающих пород при добыче с применением предварительной сортировки определяются по формулам:

$$P_{\text{РКС}} = B (1 - K_{\text{РКС}}^{\text{извл руд}}), \% \quad (3.20)$$

$$V_{\text{РКС}} = B (1 - K_{\text{руд}})(1 - K_{\text{РКС}}^{\text{руды из породы}}), \% \quad (3.21)$$

Полнота извлечения запасов полезного ископаемого из недр определяется коэффициентом извлечения полезных ископаемых из недр ($K_{\text{н}}$), равным отношению количества полезного компонента в добытой рудной массе ($D_{\text{рм}} \cdot \alpha_{\text{рм}}$) к количеству полезного компонента в балансовых запасах ($B \cdot \alpha_{\text{б}}$):

$$K_{\text{н}} = \frac{D_{\text{рм}} \alpha_{\text{рм}}}{B \cdot \alpha_{\text{б}}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.22)$$

Коэффициент извлечения запасов полезного ископаемого из недр ($K_{\text{н}}$) может выражаться отношением ценности полезного компонента в добытой рудной массе ($D_{\text{рм}} \cdot C_{\text{рм}}$) к ценности полезного компонента в балансовых запасах ($B \cdot C_{\text{б}}$):

$$K_{\text{н}} = \frac{D_{\text{рм}} C_{\text{рм}}}{B \cdot C_{\text{б}}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.23)$$

Коэффициент изменения качества ($K_{\text{кач}}$), который определяется отношением содержания или ценности полезного компонента в единице добытой рудной массы к его содержанию или ценности в единице погашаемых балансовых запасов:

$$K_{\text{кач}} = \frac{\alpha_{\text{рм}}}{\alpha_{\text{б}}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.24)$$

$$K_{\text{кач}} = \frac{C_{\text{рм}}}{C_{\text{б}}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.25)$$

Коэффициент потерь полезного ископаемого при добыче ($K_{\text{п}}$) равен отношению потерь балансовых запасов полезного ископаемого при добыче к количеству погашаемых балансовых запасов:

$$K_{\Pi} = \frac{\Pi}{B}, \text{ дол. ед.} \quad (3.26)$$

Коэффициент потерь полезного компонента (в балансовых запасах) при добыче (K_{Π}^B) равен отношению количества полезного компонента в потерянном при добыче полезном ископаемом к количеству полезного компонента погашаемых балансовых запасов:

$$K_{\Pi}^B = \frac{\Pi \cdot \alpha_{\Pi}}{B \cdot \alpha_6}, \text{ дол. ед.} \quad (3.27)$$

Коэффициент потери качества (разубоживания) полезного ископаемого при добыче (R), определяется отношением разности между содержаниями полезного компонента в погашаемых балансовых запасах и добытой рудной массе к содержанию полезного компонента в погашаемых балансовых запасах:

$$R = \frac{\alpha_6 - \alpha_{pM}}{\alpha_6}, \text{ дол. ед.} \quad (3.28)$$

Коэффициент потери качества балансовых запасов из-за примешивания вмещающих пород при добыче может быть представлен через коэффициент изменения качества:

$$R = 1 - K_{\text{кач}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.29)$$

Коэффициент примешивания разубоживающих пород ($K_{\text{пр}}$) равен отношению количества примешенных вмещающих пород (B) к количеству погашаемых балансовых запасов:

$$K_{\text{пр}} = \frac{B}{B}, \text{ дол. ед.} \quad (3.30)$$

Важно отметить, что вмещающие породы примешиваемые к полезному ископаемому в процессе выемки могут содержать полезный компонент, который не относится к балансовым запасам, но это должно быть учтено при определении потерь балансовых запасов полезного компонента. Такое примешивание характеризуется коэффициентом примешивания ($K_{\text{пр}}$), который можно определить отношением количества полезного компонента в примешенных вмещающих породах ($B\alpha_B$) к количеству погашаемых балансовых запасов ($B\alpha_6$):

$$K_{\text{пр}} = \frac{B\alpha_B}{B\alpha_6}, \text{ дол. ед.} \quad (3.31)$$

Потери при разработке месторождений классифицируются по единому признаку – месту их образования. Для этого последовательно в системе разработки месторождения, технологической схеме добычных работ и выемочно-погрузочном оборудовании выявляются конструктивные элементы, формирующие потери, и подготавливаются соответствующие исходные данные для последующих расчетов.

Потери при добыче, технологически связанные с принятой схемой и технологией разработки, относятся к выемочной единице, являющейся технологическим элементом добычных работ [59-61]. При разработке Ошурковского месторождения в качестве выемочной единицы принимается добычная уступ высотой 20 м в проектном контуре карьера.

При разработке Ошурковского месторождения потери будут образовываться только при извлечении отбитого полезного ископаемого в приконтактных зонах на границе «Руда-пустая порода».

Потери апатита при добыче соответствуют потерям апатит содержащих руд. При этом должны быть дополнительно определены потери качества добываемой рудной массы в результате примешивания вмещающих пород.

Оценка полноты извлечения балансовых запасов при добыче осуществляется с использованием ценностного подхода, который предусматривает добычу полезных ископаемых как процесс взаимодействия ценностей в балансовых запасах, теряемой части балансовых запасов и в примешенных вмещающих породах, а результатом такого взаимодействия являются ценности в добытой рудной массе [78, 99, 100].

В качестве основного показателя полноты извлечения балансовых запасов при добыче используется коэффициент извлечения из недр ценностей, равный отношению ценности 1 т добытой рудной массы к ценности 1 т балансовых запасов. Когда известны и достаточно надежно определены все составляющие процесса разработки, значение коэффициента $K_n^ц$ как результата работ вычисляется по формуле:

$$K_n^ц = \frac{D_{рм}Ц_{рм}}{БЦ_б}, \text{ дол. ед.} \quad (3.32)$$

или в удельной форме:

$$K_H = K_{\text{кол}} K_{\text{кач}}^{\text{рм}}, \text{ дол. ед.} \quad (3.33)$$

где $K_{\text{кол}}$, $K_{\text{кач}}^{\text{рм}}$ – коэффициенты количества добытой рудной массы и изменения качества полезного ископаемого соответственно, дол. ед.

Ценности в 1 т добытой рудной массе и 1 т балансовых запасов представим как произведение содержания полезного компонента на его цену. Тогда выражение (3.32) может быть примет вид:

$$K_H^{\text{ц}} = \frac{D_{\text{рм}} C_{\text{рм}}}{B C_6} = \frac{D_{\text{рм}} \cdot \alpha_{\text{рм}} C_0}{B \cdot \alpha_6 \cdot C_0} = \frac{D_{\text{рм}} \cdot \alpha_{\text{рм}}}{B \cdot \alpha_6}, \text{ дол. ед.} \quad (3.34)$$

Таким образом, основным показателем полноты извлечения балансовых запасов при добыче апатит содержащих руд возможно принять коэффициент извлечения из недр апатита, который будет равный отношению его количества в 1 т добытой рудной массы к его количеству в 1 т погашаемых балансовых запасов.

При определении изменения базового качества ценного компонента в руде и потери качества (разубоживания) при добыче формулы не учитывают содержания полезного компонента в разубоживающей породе. Эту методическую неточность расчетов следует исправить, поскольку она влияет на расчетные показатели потерь балансовых запасов полезного компонента.

Для этого учитываем уравнение баланса при добыче:

$$B \cdot \alpha_6 - П \cdot \alpha_{\text{п}} + В \cdot \alpha_{\text{в}} = D_{\text{рм}} \cdot \alpha_{\text{рм}}, \quad (3.35)$$

или в удельной форме, разделив правую и левую части уравнения на балансовые запасы (B):

$$\alpha_6 - K_{\text{п}} \cdot \alpha_{\text{п}} + K_{\text{пр}} \cdot \alpha_{\text{в}} = K_{\text{кол}} \cdot \alpha_{\text{рм}}, \% \quad (3.36)$$

Содержание в добытой рудной массе равно:

$$\alpha_{\text{рм}} = \frac{\alpha_6 - K_{\text{п}} \alpha_{\text{п}} + K_{\text{пр}} \alpha_{\text{в}}}{K_{\text{кол}}}, \% \quad (3.37)$$

Влияние содержания ценного компонента в разубоживающих породах на его содержание в добытой рудной массе будет оценено, если принять $c_{\text{в}} = 0$. Тогда откорректированное содержание (a_0) в добытой рудной массе составит:

$$\alpha_{рм0} = \frac{\alpha_б - K_{п} \alpha_{п}}{K_{кол}}, \% \quad (3.38)$$

При этом $\alpha_{рм} < \alpha_{рм0}$.

Полнота извлечения балансовых запасов полезного компонента из недр также изменится:

$$K_{н0} = \frac{D_{рм} \alpha_{рм0}}{B \cdot \alpha_б}, \text{ дол. ед.} \quad (3.39)$$

При этом $K_{н} > K_{н0}$.

Потери балансовых запасов в условиях Ошурковского месторождения равны изменению их извлечения при выемке с применением сортировки $K_{н}$ и без нее $K_{н0}$:

$$\Delta П = B (K_{н} - K_{н0}), \text{ т} \quad (3.40)$$

Таким образом, предложенная методика оценки потерь руд при добыче, учитывающая коэффициенты извлечения полезного ископаемого из недр, а также взаимосвязь с коэффициентом рудоносности, позволяет оперативно прогнозировать и управлять качеством минерально-сырьевых потоков при разработке Ошурковского месторождения [99, 100].

Для определения полноты извлечения балансовых запасов при добыче апатитовых руд Ошурковского месторождения используем следующие данные:

- коэффициент извлечения руды из рудной зоны – $K^{р/р} = 0,85$;
- коэффициент рудоносности – $K_{руд} = 0,68$;
- коэффициент извлечения руды из породной зоны при добыче с применением предварительной сортировки на РКС – $K_{РКС}^{р/п} = 0,80$;
- потери руды при добыче с применением предварительной сортировки – $П_{РКС} = 0,15 \%$;
- потери руды при добыче без применения предварительной сортировки – $П = 6,5 \%$;
- примешивание разубоживающих пород при добыче с применением предварительной сортировки – $В_{РКС} = 5,0 \%$;
- примешивание разубоживающих пород при добыче без применения предварительной сортировки – $В = 9,3 \%$;

– содержание полезного компонента в потерянных балансовых запасах руды $C_6 = 4,2 \%$;

– содержание полезного компонента в примешенных вмещающих породах при добыче руды без предварительной сортировки $C_B = 2,8 \%$;

– содержание полезного компонента в потерянных балансовых запасах руды, добытых с применением сортировки $C_{\Pi}^{\text{РКС}} = 3,8 \%$;

– содержание полезного компонента в примешенных вмещающих породах при добыче руды с применением сортировки $C_B^{\text{РКС}} = 3,2 \%$.

Отсюда, показатели содержания полезного компонента в добытой рудной массе без предварительной сортировки и с применением сортировки на РКС будут определены, соответственно:

$$a_{\text{рм}} = \frac{(B-\Pi)C_6 + B \cdot C_B}{D_{\text{рм}}} = 3,4 \%; \quad (3.41)$$

$$a_{\text{ркс}} = \frac{B \cdot C_6 - \Pi_{\text{ркс}} \cdot C_{\Pi}^{\text{РКС}} + B_{\text{ркс}} \cdot C_B^{\text{РКС}}}{D_{\text{рм}}^{\text{РКС}}} = 4,2 \%. \quad (3.42)$$

Соответственно коэффициенты извлечения из недр апатитовой руды без предварительной сортировки и с применением сортировки на РКС будут составлять:

$$K_{\text{ц}} = \frac{D_{\text{рм}} \cdot a_{\text{рм}}}{B \cdot \alpha_6} = 0,87 \%; \quad (3.43)$$

$$K_{\text{ркс}} = \frac{D_{\text{рм}}^{\text{РКС}} \cdot a_{\text{ркс}}}{B \cdot \alpha_6} = 1,02 \% \quad (3.44)$$

Полученные данные показывают, что технология послойно-порционной выемки руд на примере Ошурковского сложноструктурного месторождения и методика разделения потока горной массы на основе радиометрического экспресс-метода в процессе загрузки в автосамосвалы позволяют в 1,13 раза повысить полноту извлечения полезного ископаемого из недр за счет снижения потерь руд при добыче и выемки участков руд кондиционного качества из участков пустых пород [78, 100].

Выводы по главе 3

1. Разработана программа выполнения исследований по обоснованию параметров и показателей разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд.

2. Определено, что для решения задачи оптимизации управления распределением рудопотоков в качестве целевой функции необходимо принять долю автосамосвалов, загруженных рудой некондиционного качества, которая должна быть направлена на промежуточный склад временного хранения.

3. Разработана программа выбора оптимальных параметров освоения сложноструктурного Ошурковского месторождения апатитовых руд, предусматривающая интенсификацию горных работ в зонах с наибольшим содержанием ценного компонента, что обеспечивает условия для гибкого управления развитием горных работ.

4. При выборе технологических параметров безвзрывной открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений с использованием комбайновой выемки следует исходить из установленных закономерностей:

– параметром, влияющим на итоговое распределение горной массы на грузопотоки (кондиционную, некондиционную и породную), является размер выемочной порции, то есть грузоподъемность автосамосвала, а глубина и ширина фрезерования, в этом случае, не являются значимыми параметрами;

– выбор приоритетных порядка и последовательности развития горных работ в пределах карьерного поля позволяют обеспечить интенсификацию отработки участков в зонах с наибольшим содержанием ценного компонента и повысить эффективность отработки месторождения;

– развитие горных работ целесообразно начинать с зон с наибольшим содержанием ценного компонента, что обеспечивает снижение срока окупаемости проекта, гибкое управления объемами отбиваемой рудной массы и повышение производительности оборудования.

5. Обоснована методика контроля качества минерально-сырьевых потоков в процессе разработки сложноструктурного месторождения апатитовой руды фрезерными комбайнами, основанная на последовательно выполняемых этапах, различающихся детализацией, сроком реализации и целью управленческих решений.

6. Предложена методика оценки потерь руды при разработке сложноструктурного месторождения, в которой в качестве основного показателя полноты извлечения балансовых запасов при добыче используется коэффициент извлечения из недр ценностей, равный отношению ценности в 1 т добытой рудной массы к ценности 1 т балансовых запасов с учетом коэффициента рудоносности и коэффициента извлечения руды из породного участка месторождения.

7. Установлено, что технология послойно-порционной выемки руды на примере Ошурковского сложноструктурного месторождения и методика разделения потока горной массы на основе радиометрического экспресс-метода позволяют в 1,13 раза повысить полноту извлечения полезного ископаемого из недр за счет снижения потерь при добыче и выемки кондиционной руды из участков пустых пород.

4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО РАЗРАБОТКЕ ОШУРКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

4.1. Рекомендации по разработке Ошурковского месторождения

Выполненное обоснование параметров и показателей разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд позволило подготовить рекомендации по разработке Ошурковского месторождения.

Развитие горных работ осуществляется в соответствии с доказанными в диссертации положениями, предусматривающими понижение горных работ слоями по зонам месторождения с более высоким содержанием P_2O_5 . Схема ведения горных работ фрезерным комбайном представлена на рисунке 2.2.

Вскрышные и добычные работы принято выполнять комбайнами Wirtgen 2500 SM, оборудованными радиометрическими датчиками для контроля содержания P_2O_5 (рис. 3.14) и компьютерами, оснащенными программой для подсчета среднего содержания P_2O_5 в кузове автосамосвала. Погрузка рудной массы осуществляется в автосамосвалы грузоподъемностью 30 т. Далее автосамосвалы получают адрес разгрузки в зависимости от качества загруженной рудной массы.

Годовая производительность карьера по объему добычи руды при выходе на проектную мощность принята 6000 тыс. т. Горные работы предусмотрено вести круглогодично в две смены, продолжительностью 12 часов.

Основные параметры карьера первого этапа разработки Ошурковского месторождения, продолжительностью 20 лет, приведены в таблице 4.1.



Рисунок 4.1 – Положение горных работ на завершение первого этапа разработки месторождения

Таблица 4.1 – Основные параметры карьера на завершение первого этапа отработки запасов

Параметр	Значение
Глубина карьера	130 м
Средняя длина карьера по дну	1179 м
Средняя ширина дна карьера	995 м
Площадь дна карьера	671 тыс. м ²
Средняя длина карьера	1394 м
Средняя ширина карьера	1330 м
Площадь карьера	1052 тыс. м ²

Для обеспечения заданных качественных характеристик рудной массы при минимальном экологическом воздействии на окружающую среду рассмотрены оптимизационные решения по обоснованию параметров системы разработки при освоении Ошурковского сложноструктурного месторождения апатитовых руд.

4.2. Оптимизация параметров горнотехнической системы открытых горных работ

Для эффективного освоения Ошурковского месторождения предложены оптимальные параметры горнотехнической системы открытых горных работ.

К основным элементам послойно-полосной системы разработки месторождений фрезерными комбайнами относятся: высота уступа, ширина заходки, угол борта карьера в рабочем и предельном состоянии, ширина рабочей площадки, ширина рабочей зона карьера.

Высота уступа определена особенностями геологического строения массива и конструктивными параметрами фрезерного комбайна. На рисунке 3.9 в главе 3 показано формирование рабочей зоны, учитывающее, что при понижении комбайна на глубину слоя h_{ϕ} с каждой стороны остается горизонтальная полка шириной C :

$$b_{\Pi} = 0,5*(b_{\text{комб}} - b_{\phi}) + C, \text{ м.} \quad (4.1)$$

Отсюда результирующий угол наклона борта карьера составит:

$$\alpha = \arctg(h_{\phi}/(0,5*(b_{\text{комб}} - b_{\phi}) + C)), \text{ град.} \quad (4.2)$$

При разработке массива фрезерными комбайнами, уступ представляет собой ступенчатую конструкцию с высотой «ступени» (слоя) 0,2 м и горизонтальной полкой, равной 0,14 м. Параметры уступа при фрезеровании представлены на рисунке 4.2.

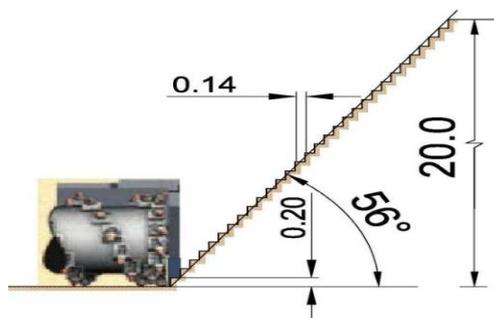


Рисунок 4.2 – Параметры откоса уступа при фрезеровании на глубину 0,2 м

При фрезеровании слоя на глубину 0,2 м, угол откоса борта составит 56°. Результирующий угол наклона борта карьера при погашении, с учетом берм безопасности, оставляемых каждые 20 м, составит 45°.

Ширина заходки определяется размером зоны интенсивного понижения горных работ и составляет 120-150 м, а ширина рабочей зоны карьера – количеством зон интенсивного понижения горных работ и их взаимного положения. В среднем ширина рабочей зоны карьера составит 350-450 м.

Техническая характеристика фрезерного комбайна Wirtgen 2500 SM приведена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Техническая характеристика фрезерного комбайна

Наименование параметра	Значение
Двигатель	Cummins QST 30
Мощность, кВт/л.с.	783/1050
Ширина фрезерования, м	2,5
Глубина фрезерования, м	0,1-0,6
Максимальный угол наклона комбайна, град.	8°
Рабочая скорость/транспортная, м/мин	0-25 / 0-5,3
Теоретически преодолеваемый подъем, ‰	20
Максимальный поперечный наклон, ‰	8
Ширина ленты погрузочного конвейера, м	1,4
Рабочая масса, т	103,0
Крепость обрабатываемых пород	до 12
Прочность материала при одноосном сжатии от 30-120 МПа, т/ч	230

Расчет производительности фрезерного комбайна W 2500 SM приведен в таблице 4.3.

Средневзвешенная производительность комбайна Wirtgen 2500 SM составит 320 т/час, эксплуатационная – 280 т/час. При коэффициенте использования времени 0,7 годовая производительность одного погрузочно-транспортного комплекса составит 1,6 млн т.

Таблица 4.3 – Расчет производительности фрезерного комбайна Wirtgen 2500

Параметры Wirtgen 2500	Значение		
Крепость пород, Мпа	26,8	31,8	93,6
Доля пород в общем объеме, %	12	69	19
Техническая производительность, м ³ /час	250	230	53
Организационные параметры			
Продолжительность смены, мин	720	720,0	720,0
Продолжительность перерывов, мин:			
– подготовительно-заключительные операции	20,0	20,0	20,0
– личные надобности	60,0	60,0	60,0
– обслуживание рабочего места	15,0	15,0	15,0
Прочие коэффициенты:			
Коэффициент на маневры при работе	0,8	0,8	0,8
Коэффициент климатических условий	0,90	0,90	0,90
Расчет сменной производительности комбайна			
Чистое время работы в смену, мин	625,0	625,0	625,0
Сменная производительность, тыс.м ³ /см	2,08	1,92	0,44
Количество рабочих смен в сутки	2	2	2
Суточная производительность, тыс.м ³ /сут	4,17	3,83	0,88
Расчет годовой производительности комбайна			
Количество дней в году	365	365	365
Количество праздничных дней в году	14	14	14
Среднегодовое время ремонта комбайна и ТО, дн	45	45	45
Количество суток на технологические перегоны	20	20	20
Суток работы в год	286	286	286
Усредненная годовая производительность комбайна, тыс. т	2328		
Усредненная часовая производительность комбайна, т/час	330		

Таким образом, добыча руд Ошурковского месторождения будет осуществляться следующим комплексом оборудования: выемка руды – фрезерными комбайнами Wirtgen 2500 SM в количестве 4 штук, транспортирование руды и пустых пород – автосамосвалами грузоподъемностью 30 т в количестве 32 штук.

4.3. Оценка экономической эффективности экологически сбалансированной технологии

Оценка экономической эффективности проекта выполнена в соответствии с нормативным документом «Методические рекомендации по оценке инвестиционных проектов» (утвержденным Минэкономки РФ, Минфином РФ, Госстроем РФ от 21.06.1999 г. № ВК 477) в ценах 4 квартала 2018 года с учетом условий ценообразования в районе расположения месторождения и фактически сложившихся цен на ресурсы, без НДС.

Расчет выполнен на период равный 20 годам, который также называют 1 этапом разработки месторождения.

Для оценки целесообразности осуществления проекта освоения и разработки месторождения определены его финансовая состоятельность и эффективность инвестиций.

При определении инвестиционных затрат учтены капитальные вложения на проектирование и строительство основных объектов инфраструктуры, покупку горнотранспортного оборудования, а также финансовые вложения на пополнение оборотного капитала. Календарный план капитальных вложений в освоение Ошурковского месторождения представлен в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Капитальные вложения, млн руб.

Наименование	0 год	3 год	5 год	20 год
Капитальное строительство	262,5			
- проектирование, экспертизы	50,0	-	-	-
- строительство основных объектов инфраструктуры инженерные сети и объекты энергетического хозяйства	212,2			
Горнотранспортное оборудование, в т.ч.:	770,5	160,0	50,0	320,0
Фрезерный комбайн Wirtgen 2500	320,0			
Бульдозер Cat D9R	30,0	60,0		90,0
Бульдозер Cat D5	10,0			30,0
Погрузчик САТ 966Н (Ек=4,0 м3)	20,0	20,0		40,0
Автосамосвал HOWO	10,0	10,0		20,0
Автосамосвал Caterpillar	20,0	70,0	50,0	140,0
Вспомогательное оборудование	360,0			
Горно-капитальные работы	4,4	-	-	-

Таблицы 4.4 – Капитальные вложения, млн руб. (окончание)

Наименование	0 год	3 год	5 год	20 год
Прочие неучтенные затраты	1,0	-	-	-
ИТОГО (без НДС)	1038,3	160,0	50,0	320,0
НДС к капитальным вложениям	186,9	28,8	9,0	57,6
ИТОГО (с НДС)	1225,2	188,8	59,0	377,6

Финансирование планируется осуществлять за счет собственных средств учредителей предприятия и прибыли от основной деятельности.

Прогноз движения денежных средств при освоении Ошурковского месторождения апатитовых руд представлен на рисунке 4.3. В первые годы потребуются привлечение денежных средств учредителей. Дальнейшие инвестиционные вложения будут осуществляться за счет чистой прибыли. Накопленная сумма свободных денежных средств на конец рассматриваемого периода составит 7183 млн. руб.

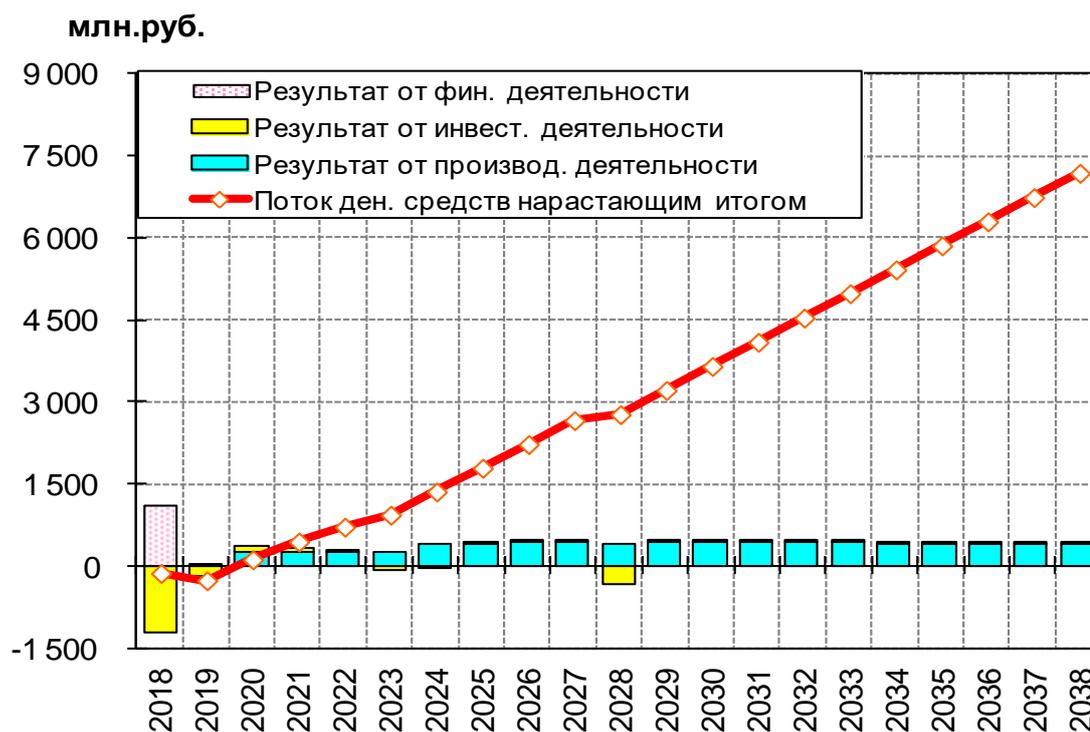


Рисунок 4.3 – Прогноз движения денежных средств

Себестоимость готовой продукции определена по процессам и складывается из затрат на добычу и транспортировку рудной массы.

При выходе предприятия по добыче апатитовой руды Ошурковского месторождения на производственную мощность затраты на производство

продукции составят около 1000 млн руб. в год. Эксплуатационные затраты на добычу 1 т апатитовой руды в среднем составят 167 руб./т (таблицы 4.5- 4.6). Доходы предприятия обеспечиваются реализацией апатитовой руды Ошурковского месторождения. Цена реализации товарного продукта – апатитовой руды, составляет 240 руб./т. В результате выручка от реализации продукции при выходе на производственную мощность составит 1440 млн руб. в год без НДС.

Таблица 4.5 – Затраты на производство продукции, млн руб.

Наименование затрат	Годы эксплуатации месторождения								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Объем добычи апатитовой руды, тыс. т/год	100	150	200	1000	4000	4000	4000	4000	6000
Затраты на добычу апатитовой руды	14	18	21	87	388	394	391	391	411
Материальные затраты, в т. ч:									
- ГСМ	3	5	6	31	176	181	179	179	190
- масла	0	0	1	3	18	18	18	18	19
- запчасти	1	2	2	12	69	69	69	69	69
-прочие расходные материалы	0	1	1	5	26	27	27	27	28
Оплата труда	6	6	7	20	29	29	29	29	34
Отчисления на социальные нужды	2	2	2	6	9	9	9	9	11
Амортизация	1	1	2	10	61	61	61	61	61
НДПИ	1	1	2	10	38	38	38	38	58
Прочие общехозяйственные расходы	2	3	3	16	67	67	67	67	83
Итого затраты на производство продукции	23	31	38	172	733	740	737	737	912
Себестоимость добычи 1 т руды, руб./т	234	206	192	172	183	185	184	184	152

Таблица 4.6 – Затраты на производство продукции, млн руб.

Наименование затрат	Годы эксплуатации месторождения					
	10-15	16	17	18	19	20
Объем добычи апатитовой руды, тыс.т/год	6000	5800	5800	5800	5800	5800
Затраты на добычу апатитовой руды	425	420	420	383	383	383
Материальные затраты, в т.ч:						
- ГСМ	190	186	186	186	186	186
- масла	19	19	19	19	19	19
- запчасти	69	69	69	69	69	69
-прочие расходные материалы	28	27	27	27	27	27

Таблица 4.6 – Затраты на производство продукции, млн руб.
(окончание)

Наименование затрат	Годы эксплуатации месторождения					
	10-15	16	17	18	19	20
Оплата труда	34	34	34	34	34	34
Отчисления на социальные нужды	11	11	11	11	11	11
Амортизация	74	74	74	38	38	38
НДПИ	58	56	56	56	56	56
Прочие общехозяйственные расходы	444	430	430	427	427	427
Итого затраты на производство продукции	927	906	906	866	866	866
Себестоимость производства продукции, руб./т	154	156	156	149	149	149

Прибыль от продаж определена как разница между выручкой от реализации продукции и себестоимостью ее производства. При расчете чистой прибыли учтен налог на имущество и налог на прибыль. Ежегодная прибыль от продаж составит 460-480 млн руб. Общая сумма накопленной чистой прибыли, на конец рассмотренного периода – 6124 млн руб. (рис. 4.4).

Для оценки эффективности инвестиций также определены показатели коммерческой эффективности. Чистый поток денежных средств за весь рассматриваемый период составит 6087 млн руб., дисконтированный поток денежных средств – 1451 млн руб. (рис. 4.5).

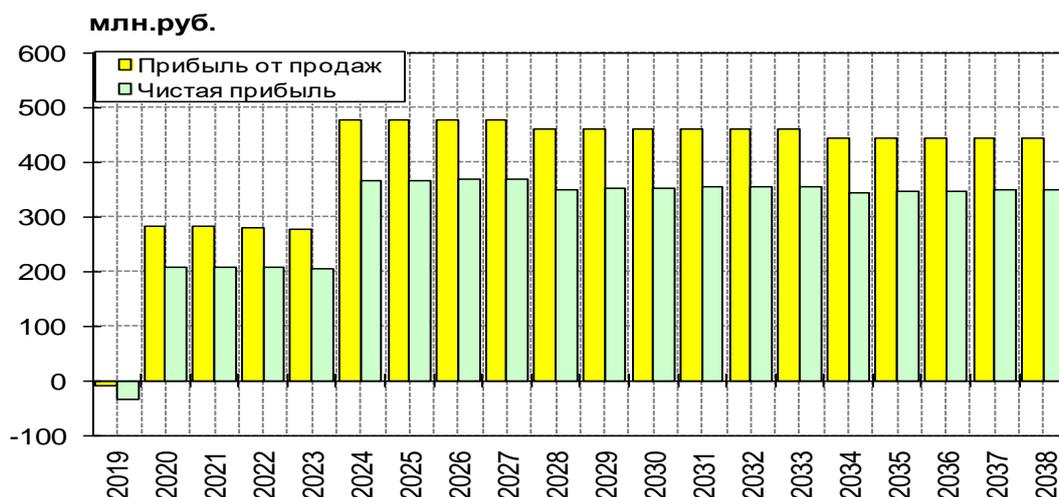


Рисунок 4.4 – Прогноз прибыли от разработки Ошурковского месторождения

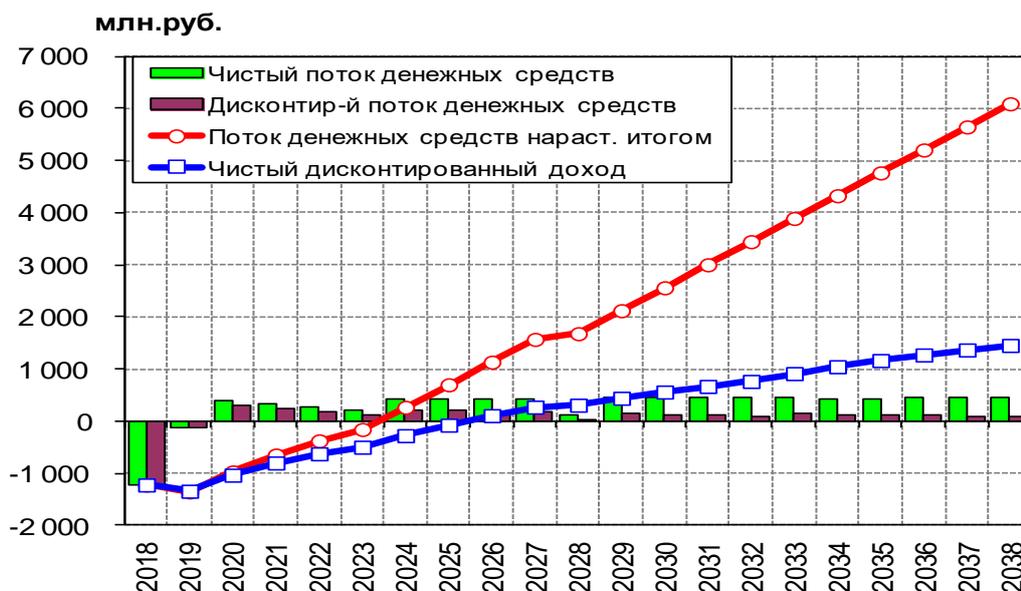


Рисунок 4.5 – Прогноз коммерческой эффективности проекта

При реализации проекта возможны различного рода экономические риски, к которым относятся увеличение капитальных вложений, операционных затрат, снижение объема производимой товарной продукции и уменьшение цены ее реализации. С учетом принятой ставки дисконтирования 12 % чистый дисконтированный доход остается положительным при:

- снижении цены апатитовой руды на 10-15 % (до 210-215 руб./т без НДС);
- снижении объемов добычи апатитовой руды на 20-25% (до 4500-4800 тыс. т/год);
- увеличении капитальных вложений в два раза (до 3200 млн руб.);
- увеличении эксплуатационных затрат на добычу 1 тонны апатитовой руды на 10-15 % (до 170 руб./т);
- проект окупается за 8,4 года.

Технико-экономические показатели 1 очереди освоения Ошурковского месторождения представлены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Техничко-экономические показатели разработки месторождения Ошурковское

Показатели	Значение
Балансовые запасы всего, тыс. т	107 101,0
Потери, %	0,15
Разубоживание, %	5,0
Эксплуатационные запасы, тыс. т	112 296
Коэффициент извлечения, %	1,02
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	0,3
Период отработки запасов, лет	20
Период расчета, лет	20
Объем добычи апатитовой руды при выходе на максимальную мощность, тыс. т/год	6000,0
Цена реализации единицы товарной продукции, руб./т	240,0
Себестоимость единицы товарной продукции, руб./т	167,0
Стоимость товарной продукции, млн руб./год	1440,0
Капитальные вложения (без НДС), млн руб.	1225,2
Эксплуатационные затраты, млн руб./год	981,0
Валовая прибыль, млн руб./год	459,0
Налог на имущество, млн руб./год	17,0
Налогооблагаемая прибыль, млн руб./год	448,
Налог на прибыль, млн руб./год	90,0
Чистая прибыль, млн руб./год	353,0
Норма дисконта, % годовых	12,0
- Чистый дисконтированный доход, млн руб.	1451,1
- Срок окупаемости, лет	8,4
- Внутренняя норма доходности, % в год	21,3
- Дисконтированная бюджетная эффективность, млн руб.	2619,9

Таким образом, обоснованная экологически сбалансированная геотехнология освоения Ошурковского месторождения апатитовых руд является финансово состоятельной и коммерчески эффективной. При ставке дисконтирования 12 % проект окупается за 8 лет с начала эксплуатации объекта, обеспечивая накопленный чистый дисконтированный доход за весь рассматриваемый срок на уровне 1451 млн руб.

Для сравнения технико-экономических показателей разработки месторождений с применением и без применения БВР, принято месторождение апатит-нефелиновых руд Плато Расвумчорр, расположенное

в Кировском районе Мурманской области, схожее по горно-геологическим условиям с Ошурковским.

Месторождение представляет собой залежь с размерами по простиранию 3,2 км, по падению – 500-800 м. Мощность рудной в среднем 62 м. Рудная залежь содержит прослой пустых пород мощностью до 6 м.

Кроме основных компонентов фосфора в апатите и алюминия в нефелине, апатит-нефелиновые руды содержат попутные компоненты: редкие земли, стронций и фтор в апатите; галлий, рубидий и цезий в нефелине; железо и титан в титаномагнетите; титан и ниобий в сфене. Среднее содержание P_2O_5 в добытой руде – 5,89 %. Коэффициент крепости руды по шкале проф. М.М. Протодяконова – 6-11, пород – 11-18;

По сложности геологического строения месторождение Плато Расвумчорр отнесено к первой группе.

Отработка запасов апатит-нефелиновой руды месторождения осуществляется открытым способом, который характеризуется следующими условиями и показателями:

- система разработки – транспортная с внешним отвалообразованием;
- параметры и конструктивные элементы системы разработки:
 - угол откоса рабочего уступа – 75° , погашаемого нерабочего уступа – $60-70^\circ$;
 - высота рабочего уступа – 15 м, в погашении – 30 м;
 - ширина рабочей площадки – 60 м;
 - ширина предохранительных берм – 8-15 м;
- подготовка руды и скальных вскрышных пород к выемке в карьере – буровзрывным способом;
- выемка руды и вскрышных пород в карьере – экскаваторами САТ-6030 (емкость ковша $13,6 \text{ м}^3$) и ЭКГ-10 (емкость ковша $10,0 \text{ м}^3$);
- средний коэффициент вскрыши – $2,2 \text{ м}^3/\text{т}$;
- производительность карьера по добыче руды – 1200 тыс. т апатит-нефелиновой руды в год;

– эксплуатационные потери при добыче – 12,4 %, примешивание – 12,1 %.

Сравниваемые экономической показатели отработки запасов месторождения Плато Расвумчорр представлены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Экономические показатели разработки месторождения Плато Расвумчорр

Показатели	Значение
Себестоимость единицы товарной продукции, руб./т	238,4
Стоимость товарной продукции, млн руб./год	1440,0
Эксплуатационные затраты, млн руб./год	1536,0
Чистая прибыль, млн руб./год	925,8
Норма дисконта, % годовых	12,0
- Чистый дисконтированный доход, млн руб.	836,0
- Дисконтированная бюджетная эффективность, млн руб.	390,0

В результате сравнения значений показателей разработки месторождений очевидно, что разработка Ошурковского наиболее эффективна, так как потери при разработке пород фрезерными комбайнами ниже на 12 %, себестоимость добычи 1 тонны руды ниже на 60 %, эксплуатационные расходы предприятия ниже более чем на 30 %.

Кроме того, оценка объема пылегазового облака V_0 [83] при предполагаемом взрывном рыхлении пород Ошурковского месторождения, показывает, что использование фрезерных комбайнов позволяет исключить залповые выбросы в окружающую среду пылегазового облака в объеме 98,3 млн м³ в год.

Выводы по главе 4

1. На основании выполненных исследований предложены технологические решения для освоения Ошурковского сложноструктурного месторождения апатитовых руд с целью обеспечения заданных качественных характеристик рудной массы при минимальном экологическом воздействии на окружающую среду.

2. Определены основные параметры горнотехнической системы, обеспечивающие эффективное и безопасное освоение Ошурковского месторождения апатитовых руд с использованием фрезерных комбайнов Wirtgen 2500 SM.

3. На примере доказано, что применение фрезерных комбайнов при разработке Ошурковского месторождений в условиях ограниченной техногенной нагрузки на окружающую среду, обеспечивают рациональное комплексное использование и охрану недр. Отказ от рыхления массива буровзрывным способом исключает залповые выбросы в окружающую среду пылегазового облака в объеме 98,3 млн м³ в год.

4. Определены технико-экономические показатели проекта разработки Ошурковского месторождения.

5. Доказано, что предлагаемая экологически сбалансированная геотехнология освоения Ошурковского месторождения апатитовых руд является финансово состоятельной и коммерчески эффективной. При ставке дисконтирования 12 % проект окупается за 8 лет и обеспечивает чистый дисконтированный доход в размере 1451 млн руб.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, изложено научно обоснованное техническое решение актуальной научно-практической задачи обоснования и разработки эффективной экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд, параметры которой обеспечивают оперативный контроль качественных характеристик добытой рудной массы и формирование в процессе погрузочных работ рудопотоков, соответствующих требованиям потребителей, что имеет важное значение для развития горнопромышленного комплекса России.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. На основе установленных закономерностей изменения качества рудопотоков минерального сырья от параметров геотехнологии доказано, что разделение горной массы на потоки следует вести по результатам дискретного экспресс-анализа содержания апатита в извлеченной рудной массе по содержанию сопутствующего стронция, определяемого радиометрическим анализатором, установленным над конвейером фрезерного комбайна, с расчетом в режиме реального времени содержания P_2O_5 в рудной массе, загруженной в транспортный сосуд.

2. Установлены взаимосвязи производительности фрезерного комбайна с прочностными характеристиками разрабатываемых пород и параметрами послонно-порционной технологической схемы выемки при разработке месторождения, на основе которых доказана технико-экономическая эффективность применения предложенной технологической схемы выемки руд в условиях Ошурковского апатитового месторождения, расположенного в регионе с ограниченной техногенной нагрузкой на окружающую среду.

3. Установлена гиперболическая зависимость производительности фрезерного комбайна от предела прочности пород на сжатие:

$$Q_{\text{фк}} = \frac{12\,000}{\sigma_{\text{сж}}}, \text{ т/час.}$$

4. Разработана методика обоснования параметров горнотехнической системы комбайновой выемки руд с учетом совокупности влияния всех значимых факторов, что позволяет определять рациональную грузоподъемность автосамосвала, типоразмер фрезерных комбайнов, значение угла между выемочной полосой и простиранием залежи и производительность фрезерного комбайна.

5. Разработана геологоструктурная 3-D модель месторождения, на основе которой в качестве критерия эффективности геотехнологии освоения сложноструктурного апатитового месторождения с использованием послойно-порционной технологии выемки руд фрезерными комбайнами принято минимальное количество в отрабатываемом слое месторождения некондиционной руды, направляемой во временный склад, что обеспечивается выбором направления развития горных и оптимальной грузоподъемностью автосамосвала, независимо от глубины и ширины отрабатываемого слоя.

6. Разработана методика разделения потока рудной массы на порции, качественные характеристики которых определяются радиометрическим экспресс-методом в процессе погрузочных работ. Установлена линейная зависимость содержания апатита C от содержания элемента-спутника стронция C_{St} в анализируемой порции горной массы: $C = 0,018C_{\text{St}} - 0,6, \%$.

7. Разработана методика определения потерь полезного ископаемого и разубоживания добытой рудной массы при послойно-порционной технологии выемки руд фрезерными комбайнами при разработке сложноструктурного месторождения, учитывающая коэффициент рудоносности и коэффициент извлечения кондиционной руды, находящейся в участках пустых пород. Показано, что технология послойной выемки руд

на примере Ошурковского месторождения и методика разделения потока горной массы на основе радиометрического экспресс-метода позволяют в 1,13 раза повысить полноту извлечения полезного ископаемого из недр.

8. Разработанная экологически сбалансированная геотехнология освоения Ошурковского месторождения апатитовых руд является финансово состоятельной и коммерчески эффективной. При заданной ставке дисконтирования 12 % проект окупается за 8 лет, обеспечивая чистый дисконтированный доход в размере 1451 млн руб. за весь срок эксплуатации месторождения. Кроме того, разработанная геотехнология позволяет на 30 % сократить эксплуатационные затраты горного производства, улучшить условия труда рабочих, уменьшить вредное воздействие горных работ на окружающую среду региона исключив залповые выбросы пылегазового облака в объеме 98,3 млн м³ в год.

Литература

1. Achireko P. K. Application of modified conditional simulation and artificial neural networks to open pit mining, Canada, Nova Scotia, Halifax, Dalhousie University Daltech, 1998. — P. 104 – 115.
2. Bakhtavar E., Shahriar K., Oraee K. Transition from open-pit to underground as a new optimization challenge in mining engineering // Journal of Mining Science, Vol. 45, № 5, 2009. pp 485-494.
3. Final report on applicability of surface miner in nongtraï limestone mine of Lafarge Umiam Mining Pvt. Ltd in Meghalaya, India / Achyuta Krishna Ghosh, Dr/ Sujit Kumar Mondal, Santosh Kumar Singh, Dr. Amalendu Sinha : technical information brochures. – Central Institute of Mining & Fuel Research [Council of Scientific and Industrial Research] Department of Science & Technology, Government of India. July, 2010. – http://lumpl.com/pdf/surface_miner_report.pdf.
4. Goodfellow R, Dimitrakopoulos R. Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty // Appl Soft Computing, Vol. 40, March 2016: pp. 292–304.
5. James A.L., Dimitrakopoulos R. A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining // Optimization and Engineering, September 2017, Volume 18, Issue 3, pp 793–813.
6. Mai N., Topal, E., Erten, O. A new open-pit mine planning optimization method using block aggregation and integer programming. Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Journal. 2018. Vol. 118 (7): pp. 705-714.
7. Mattis, A. R. ; Cheskidov, V. I. ; Labutin, V. N. Choice of the hard rock surface mining machinery in Russia // Journal of mining science C/C of fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh. 2012. 48, 2; 329–338
8. Rendu J.M. An introduction to cut-off grade estimation. Second edition. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. 2014.168 P.
9. Авраамова Н.С. Обоснование технологических схем открытой разработки месторождений карбонатных горных пород с помощью машин послойного фрезерования // Дисс. на соиск. уч.степени к.т.н. – С-Пб.. СПбГГИ. – 2006. 121с.
10. Авторское свидетельство № 1208143 (СССР). Ковш скрепера // Шемякин С.А., Никитин С.Е. и др. / Оpubл. в Б.И., 1986. №4.

11. Авторское свидетельство № 1559056 (СССР). Ковш скрепера // Шемякин С.А., Глухов Е.С. и др.. Оpubл. в Б.И., 1990. №15.
12. Агабалян Ю.А. Общая теория оптимального освоения недр (твёрдые полезные ископаемые). – Saarbrucken, Германия: Palmarium Academic Publishing, 2015. – 288с.
13. Адушкин В.В. Основные факторы воздействия открытых горных работ на окружающую среду // Горный журнал. – 1996. – № 4. С. 49-55.
14. Алешин Б.Г., Коваленко С.К., Веницкий К.Е., Шендеров А.И., Штейнцайг Р.М. Конструктивно-технологические особенности и перспективы применения машин типа КСМ на разрезах России // Горный вестник. – 1996. – № 4. С. 14.
15. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Открыто-подземная технология добычи угля // Уголь. — 2009. — № 2. — С. 6 – 9.
16. Анистратов Ю.И, Семин А.П. Подготовка пород к выемке при применении на разрезах комбайнового способа разработки // Добыча угля открытым способом. – 1970. – № 11-12. С. 13-14.
17. Бушуев Я.Ю., Федотов Г.С. Компьютерные технологии подсчета запасов: методические указания к лабораторным // Спб.: СПбГУ. – 2018. – С. 99.
18. Василенко В.Б., Зинчук Н.Н., Кузнецова Л.Г., Серенко В.П. Петрохимия субщелочных карбонатитсодержащих комплексов Сибири (кимберлиты, кимберлитоподобные породы и месторождения апатита) // Наука. – Новосибирск. – 1994. 232 с.
19. Владимиров Д.Я. Обоснование параметров роботизированных горнотехнических систем при открытой разработке месторождений полезных ископаемых // Автореферат канд. дисс. – Магнитогорск, МГТУ. – 2016. 22 с.
20. Геологический словарь в 2-х томах // М.: Недра. – 1973.
21. Годой М., Димитракопулос Р. Количественный анализ рисков при стратегическом планировании горных работ: методика и применение // ФТПРПИ. — 2011. — № 2. — С. 103 – 113.
22. Горная энциклопедия // Изд. Советская энциклопедия. – Москва. – 1987.

23. Горное дело: Терминологический словарь // Под научн. ред. акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. — 5-е изд., перераб. и доп. — М.: Издательство «Горная книга». — 2016. 635 с.
24. Грабский А. А. Современное состояние и перспективы развития конструкций карьерных комбайнов // Горная Промышленность. — 2010. — №4 (92). С. 60–62.
25. Грабский А. А. Техническая производительность карьерного комбайна // ГИАБ. — 2010. С. 206–210.
26. Губенко А.А., Ле Бинь Зыонг, Грабский А.А., Петров И.В. Современное состояние и перспективы развития конструкций карьерных комбайнов для безвзрывной послойной выемки прочных пород. // Научный вестник Московского государственного горного университета. — 2010. — № 7. С. 24–30.
27. Дзюба В.М., Панкевич Ю.Б. Результаты испытаний карьерного комбайна Wirtgen 2600 SM на магнезитовых месторождениях России // Горный журнал. — 1995. — №6. С.34-36.
28. Домбровский А.Н., Сидоренко И.А. Эффективность применения компактного и мобильного оборудования для открытых горных работ // Горный журнал. — 1998. — №1. С. 45-48.
29. Ермаков С.А, Хосоев Д.В. Оценка производительности комбайнов КСМ@2000Р при безвзрывной выемке горных пород углей Эльгинского месторождения с учетом их физико-химического разупрочнения // Горный информационно–аналитический бюллетень. — 2008. — № 4. С. 88–93.
30. Ермаков С.А., Гаврилов В.Л., Хосоев Д.В., Хоютанов Е.А. Улучшение качества угля за счет селективной разработки сложноструктурного Эльгинского каменноугольного месторождения // Наука и образование. — 2012. — № 1. С. 24-29.
31. Забегалов Г.В., Ронинсон Э.Г. Бульдозеры, скреперы, грейдеры // М.: Высшая школа. — 1991. 334 с.
32. Зайцев Г.Д., Ческидов В.И. Оценка технологических и технических возможностей оборудования для безвзрывной добычи полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2006. — № 2. С.220–227.

33. Иванов В.В. Технология добычных работ на карьерах: Уч. Пособие // С-Пб. – 2015. 80 с.
34. Ильин С.А. Технология открытой разработки нагорных месторождений (часть I). Учебное пособие. М.: МГИ, 1991. - 58с.
35. Камнев Е. Н., Латышев В. Е., Еремин А. М. Предварительное рентгенорадиометрическое обогащение золотосодержащих сульфидных руд // Горный журнал. – 2010. – № 7. С.74-76.
36. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. – 560с.
37. Каплунов Д.Р., Милкин Д.А. Классификация минерально-сырьевых потоков при комбинированной физико- технической и физико-химической геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 1. С. 203-214.
38. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Корнеев С.А. Систематизация и типизация горнотехнических систем комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. С.194-205.
39. Капутин Ю. Е. Информационные технологии и экономическая оценка горных проектов. — СПб.: Недра, 2008. — 320 с.
40. Капутин Ю. Е. Обоснование бортового содержания и оптимизация стратегии развития открытых горных работ. — СПб., Недра, 2017. — 280 с.
41. Карапетян Э.А. Оптимизация параметров процесса выемки бокситов при разработке месторождений открытым способом в сложных горно-геологических условиях // Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. – Екатеринбург. – УГГУ. – 2009. 170с.
42. Каталог «Карьерные комбайны непрерывного действия фирмы Wirtgen» // г. Виндхаген, Германия. Wirtgen GmbH. – 1995.
43. Кинг Б. Стратегическое планирование как средство повышения рентабельности горного производства // ФТПРПИ. — 2011. — № 2. — С. 114 – 120.
44. Комаров Е.И. Результаты испытаний рыхлителя активного действия при разрушении кимберлитовых руд // Горные машины и автоматика. – 2003.– № 1.

45. Комбайн «Wirtgen» [Электронный ресурс]: – Режим доступа: <http://спецтехника-оборудование.рф>.

46. Кортелев О.Б., Ческидов В.И., Норри В.К. Влияние параметров рабочей зоны на режим горных работ и границы карьеров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Издательство Сибирского отделения РАН (Новосибирск), № 5, 2011, С. 53-59.

47. Костромин С. В., Казаков В. В., Костромина Л. Н. Отчет о работах Ошурковской ГРП за 1962-1969 гг. Результаты детальной разведки с подсчетом запасов на 1.XII.1969 г. Том 1. – Улан-Удэ: Бурятское геологическое управление. – 1969. С. 277.

48. Латышев О.Г., Жилин А.С., Осипов И.С., Сынбулатов В.В. Выбор поверхностно активной среды для управления свойствами пород в горной технологии // Горный журнал. – 2004. – № 6. С. 117.

49. Латышев О.Г., Иванов С.С., Суворов Б.И. Влияние поверхностно-активных веществ на физические свойства горных пород // Горный журнал. – 1985. – № 12. С. 15.

50. Макеев М.В. Принципы действия компактного роторного экскаватора особой мощности // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2009. – № 12. С.353–360.

51. Мальгин О. Н., Латышев В. Е., Петриенко В. З. и др. Разработка технологии крупнопорционной сортировки руд месторождения Мурунтау // Цветные металлы. – 1999. – № 7. С. 32-34.

52. Меденков А.А. Безвзрывная добыча полезных ископаемых с использованием гидравлических молотов // Горная Промышленность. – №2. – 2013. С.65.

53. Медников Н. Н., Сытенков В. Н. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки вскрышных пород фосфоритового карьера // Горный вестник Узбекистана. Научно-технический и производственный журнал. – 2001. – № 1. – С. 88–91.

54. Мигер К., Димитракопулос Р., Эйвис Д. Оптимальное проектирование карьера и размеров выемочных блоков с учетом проблемы межблочного интервала // ФТПРПИ. — 2014. — № 3. — С. 96 – 117.

55. Мировая горная промышленность. История. Достижения. Производство / М.Н.Т.Ц. – М.: «Горное дело». – 2005. 520 с.
56. Монсини К.Р., Мазманян А.О. Повышение эффективности механического рыхления горных пород // Горный журнал. 1998. №1. С. 39-43.
57. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Мальгин О.Н. и др. Интенсификация разработки песчано-глинистых пород техникой непрерывного действия // Горный журнал. – 1985. – №7. С.36-39.
58. Норов Ю.Д., Мардонов У.М., Тошев О.Э. Изучение влияния водных растворов ПАВ на изменение прочности горного массива // Горный журнал. – 2005. – № 3. С. 15.
59. Ордин А. А., Васильев И. В. Выбор оптимальной глубины перехода от открытых работ к подземным при отработке угольного месторождения // ФТПРПИ. — 2014. — № 4. — С. 97 – 108.
60. Ордин А. А., Клишин В. И. Оптимизация технологических параметров горнодобывающих предприятий на основе лаговых моделей. — Новосибирск: Наука, 2009. — 165 с.
61. Ордин А. А., Никольский А. М., Голубев Ю. Г. Лаговое моделирование и оптимизация проектной мощности рудника при отработке россыпных алмазоносных залежей “Солур” и “Восточная” Республики Саха (Якутия) // ФТПРПИ. — 2012. — № 3. — С. 125 – 134.
62. Отчет о работах Ошурковского ГРП за 1962-1969 гг. Результаты детальной разведки с подсчетом запасов на 1.12.1969 г.» 1969 г.
63. Панкевич Ю.Б., Хартманн Г. Технологические схемы ведения горных работ при использовании комбайнов Wirtgen Surface Miner // Горный журнал. – 1995. – №6. С.30-33.
64. Патент № 2188279 РФ. Скрепер // Шемякин С.А.. Оpubл. 27.08.2002. Бюл. №24.
65. Пихлер М., Панкевич Ю. Б., Панкевич М. Б. Технологии Wirtgen Surface Mining в горнодобывающей промышленности // Основные средства. 2011. № 1. С. 58-64.
66. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Wirtgen Surface Miner в Индии. Опыт селективной разработки угольных месторождений // Горная промышленность. – 2003. – №4. С. 40-47.

67. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Некоторые технологические особенности работы комбайнов Wirtgen Surface Miner на открытых разработках. // Горная промышленность. – 2005. – №1. С.36-40.
68. Пихлер М., Смагин В.П., Федорко П.В., Панкевич Ю.Б., Панкевич М.Ю. Применение комбайна WIRTGEN2200SM для разработки сложноструктурных угольных пластов // Горная Промышленность. – №5 (81). – 2008. С. 30
69. Подойников А.О. Определение конечной глубины карьера с использованием современных горных информационных технологий применительно к мощным крутопадающим железорудным залежам // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. №7. С. 395–400.
70. Половинко А.В. Обоснование малоотходной безвзрывной технологии открытой разработки месторождений скальных горных пород с помощью гидравлических отбойных агрегатов // Дисс. на соиск. уч.степени к.т.н. – СПб. – СПбГГИ. – 2012. 141с.
71. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород // Москва: Изд-во МГУ. – 2001. 453 с.
72. Пташник Ю. П. Обоснование технологии разработки месторождений для использования выработанных пространств известняковых карьеров в строительстве / дис. к.т.н. Красноярск , 2015, 137с.
73. Райков А.Б., Шевченко.А.Б., Панченко А.М., Кожевников В.А., Власов Г.А., Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Новый карьерный комбайн Wirtgen 2200 SM в республике Гвинея // Горная промышленность. – 2002. – № 1. С. 5-7.
74. Репин Н.Я., Репин Л.Н. Выемочно-погрузочные работы: Учеб. пособие. – 2-е изд., стер. // М.: Издательство «Горная книга». – 2012. 267 с.
75. Решетняк С. П., Аврамова Н. С. Развитие техники и технологии безвзрывной разработки горных пород на карьерах // Горная техника. – 2012 : Каталог-справочник. – СПб : Славутич, 2012. – Вып. № 1 (9). – С. 60–64.
76. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьера. – М.: Metallurgizdat, 1956. – 232 с.

77. Ржевский В.В., Анистратов Ю.И. Разработка полускальных и скальных пород на карьерах комбайнами // Добыча угля открытым способом. – 1967. – № 8. С. 26–30.
78. Рыльникова М. В., Швабенланд Е.Е. Особенности управления качеством рудной массы при разработке сложноструктурных месторождений апатитовых руд с применением комбайновой выемки // Рациональное освоение недр. – 2019. – №2-3. С. 80-86.
79. Сабур С., Димитракопулос Р. Учет геологических и экономических неопределенностей, фактора эксплуатационной гибкости при проектировании открытых горных работ // ФТПРПИ. — 2011. — № 2. — С. 57 – 67.
80. Сапегин Ю. К. Техника и технологии для безвзрывной разработки горных пород в карьерах // VII Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». Сб. докладов. – УГГУ. – Екатеринбург. – 2018. С.145-148.
81. Сеинов Н.П., Шендеров А.И., Жариков И.Ф., Нуриджанян Г.З. Перспективные направления повышения эффективности открытой угледобычи за счет совершенствования техники и технологии горных работ // Уголь.– 2002. – № 10.
82. Справочник. Открытые горные работы // Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Веницкий К.Е. и др. / М.: Горное бюро. – 1994. 590 с.
83. Сытенков В. Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М. : Геоинформцентр, 2003. – С. 126–135, 198
84. Сытенков Д.В. Метод формирования комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями // Автореф. дис.... канд. техн. наук. – М.: МГГРА. – 1998.
85. Твердов А. А., Жура А. В., Никишичев С. Б. Современные методические подходы к определению границ открытых горных работ // Уголь. — 2009. — № 2. — С. 21 – 24.
86. Титов К. С. Опыт использования безвзрывной тонкослоевой технологии при добыче бокситов Среднего Тимана ОАО «Боксит Тимана» / science.ursmu.ru/upload/doc/.../geomehanika_i_geotehnologii_1.pdf.
87. Федянин С.Н. О возможности разделения пород и руд месторождения Мурунтау рентгенорадиометрическим способом // Теория и практика

разработки месторождения Мурунтау открытым способом. – Ташкент: Фан. – 1997. С. 135-141.

88. Федотенко В. С., Швабенланд Е. Е. Технологические параметры безвзрывной открытой геотехнологии отработки сложноструктурных месторождений с использованием комбайновой выемки // Сборник статей по результатам Международной конференции, г. Магнитогорск. МГТУ. – 2019. С. 175-182.

89. Хосоев Д.В. Оценка горнотехнических условий Эльгинского месторождения с позиции применения горных комбайнов // Горная Промышленность. – 2016. – №6 (130). С.81-83.

90. Царев Д.И., Батуева А.А. Дифференциация компонентов базитов при гранитизации (на примере Ошурковского апатитового месторождения, Западное Забайкалье) // Новосибирск: Академическое изд-во «Гео». – 2013. 135 с.

91. Чебан А. Ю. Применение фрезерных комбайнов в строительстве и на добыче строительных материалов // Вестник ТОГУ. – 2012. – № 3(26). С. 105-108.

92. Чебан А. Ю., Секисов Г. В., Хрунина Н. П. Совершенствование технологий открытой разработки сложноструктурных месторождений с применением машин послыйного фрезерования // Сб. трудов VII Международной научно-технич. конфер. «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». – УГГУ. – Екатеринбург. – 2018. С.176-181.

93. Чебан А.Ю. Совершенствование безвзрывных циклично-поточных технологий добычи полезных ископаемых // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2016. – Т.14. – №2. С. 5-9.

94. Чебан А.Ю. Совершенствование оборудования и технологий безвзрывной выемки горных пород : моногр. // Хабаровск: ИГД ДВО РАН. – 2017. 260 с.

95. Чебан А.Ю. Способ подготовки прочных горных пород к выемке при ведении строительных и добычных работ // Механизация строительства. – 2017. – №9. С. 20-23.

96. Ческидов В. И., Саканцев М. Г., Саканцев Г. Г., Яковлев В. Л. и др. Перспективы применения безвзрывных технологий разработки массивов горных пород на месторождениях полезных ископаемых Урала и Сибири // Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых. – Новосибирск : Изд-во СО РАН. – 2007. С. 302–317.

97. Шапарь А.Г., Лашко В.Т. Методика экспериментальных работ по определению усилий копания (удельного сопротивления копанию) скальной взорванной горной массы на карьере «М» // Днепропетровск ИППиЭ НАН Украины. – 1993.

98. Швабенланд Е.Е. О потенциале фрезерных комбайнов непрерывного действия при разработке месторождений открытым способом // Рациональное освоение недр, № 1. –2014. С. 54-60.

99. Швабенланд Е.Е. Применение послойно-порционной технологии добычи руды с использованием фрезерных комбайнов для рационального и комплексного освоения недр // Разведка и охрана недр. – 2017. – № 1. С. 38-42.

100. Швабенланд Е.Е., Соколовский А.В., Пихлер М. Выбор параметров послойно-порционной технологии при разработке сложноструктурных месторождений комбайнами фрезерного типа // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – Магнитогорск. – 2016. – № 2. С. 80–87.

101. Шемякин С. А., Мамаев Ю. А., Иванченко С. Н. Повышение эффективности послойно-полосовой технологии открытых горных работ с применением выемочных машин фрезерного типа и скреперов // Проблемы ускорения наукотехнического прогресса в отраслях горного производства: Материалы Международной научно-практической конференции, посвященной 75-летию ННЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского и 50-летию Института обогащения твердых горючих ископаемых (27-29 ноября 2002., г. Люберцы). – М.: ННЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского. – 2003. 461с.

102. Шемякин С.А., Мамаев Ю.А., Иванченко С.Н. Новые технологии открытой разработки месторождений // Хабаровск. – 2003. 130с.

103. Шемякин С.А., Чебан А.Ю., Лобанова Е.А. Комплексная механизация открытых горных работ с применением скреперов // Интерстроймех-

2002: Материалы Международной научн.-техн. конф. – Могилев: МГТУ. – 2002. 458 с.

104. Штейнцайг Р.М., Анистратов К.Ю. Мировая горная промышленность история достижения, перспективы // – М.: НТЦ Горное дело. – 2005. С 298-318.

105. Эллингтон Т., Дурхэм Р. Объединение задач определения размера приконтурных блоков и оптимизации производственной мощности карьера // ФТПРПИ. — 2011. — № 2. — С. 41 – 56.

106. Юматов Б.П. Технология открытых горных работ и основные расчёты при комбинированной разработке рудных месторождений // М: Недра. – 1966. 147 с.

107. Якименко Д. В. Технология разработки месторождений с применением фрезерных машин и усовершенствованных скреперов // Сб. трудов VII Международной научно-технич. конфер. «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». – УГГУ. – Екатеринбург. – 2018. С.182-186.

Приложение – Акт о внедрении результатов диссертационной работы



Геотехнология
Научно-Технический Центр

ООО «НТЦ-ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» Россия, 624351, Свердловская область,
город Качканар, улица Первомайская, дом 20, офис 3
Тел. +7 (351) 220-22-00. e-mail: info@ustup.ru, www.ustup.ru
ОКПО 74201464, ОГРН 1047421520035, ИНН 7447075866, КПП 668101001



«УТВЕРЖДАЮ»

Генеральный директор

ООО «НТЦ-Геотехнология»,

Д.Т.Н.

А.В. Соколовский

2019 г.

АКТ

о внедрении результатов диссертационной работы «Обоснование параметров экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд»

Результаты диссертационной работы Швабенланд Е.Е. «Обоснование параметров экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд» обладают актуальностью, представляют практический интерес и были использованы при разработке проектной документации «Технический проект разработки Ошурковского месторождения апатитовых руд» с Изменениями № 2», согласованной ЦКР-ТПИ Роснедр протоком от 26.01.2016 № 3 до 01.01.2035 г.

Внедрение в разработку месторождения фрезерных комбайнов позволило исключить в проекте применение буровзрывных работ, тем самым уменьшив вредное воздействие на окружающую среду: понизить шумовые нагрузки, пыление, воздействие на горный массив. В результате появилась возможность уменьшить площадь горного отвода и санитарно-защитной зоны. Применение технологии добычи полезного ископаемого с помощью фрезерных комбайнов открывает новые возможности повышения уровня механизации и общей культуры, кроме того, снижения уровня потерь и сокращения эксплуатационных затрат горного производства.

Технический директор, к.т.н.

Л.П. Лейдерман

Начальник Горного отдела

Р.Р. Галеев