

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ
ХАБАРОВСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР
ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК

На правах рукописи

А. Чебан

Чебан Антон Юрьевич

**РАЗВИТИЕ АДАПТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СЕЛЕКТИВНОЙ
ВЫЕМКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ
СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Специальность: 2.8.8. «Геотехнология, горные машины»

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант:
академик РАН, доктор технических наук
Рассказов Игорь Юрьевич

Хабаровск 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ.....	5
1	АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	16
1.1	Оценка современного состояния минерально-сырьевой базы с позиций изменения качества при выемке.....	16
1.2	Оценка влияния основных качественных показателей добываемой руды на эффективность ее переработки.....	23
1.3.	Совершенствование методов оценки сложности оруденения с позиций внутрисортовой селекции.....	35
1.4	Анализ применяемых технологических схем и оборудования для селективной выемки при разработке сложноструктурных месторождений.....	49
	Выводы по главе 1.....	61
2	ОБОСНОВАНИЕ ПРИНЦИПОВ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЫСОКОЙ ВАРИАТИВНОСТЬЮ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	63
2.1	Пути совершенствования адаптивных технологических схем добычи и переработки минерального сырья при отработке сложноструктурных выемочных блоков.....	63
2.2	Обоснование принципиальной схемы разработки сложноструктурных рудных месторождений цветных и благородных металлов на примере блока неоднородной структуры золоторудного месторождения.....	71
2.3	Совершенствование схем выемки и подготовки к переработке руд с существенной изменчивостью содержания полезного компонента по классам крупности рудной массы.....	76
2.4	Обоснование рациональной схемы освоения сложноструктурных золотороссыпных месторождений открытым способом.....	85

2.5	Совершенствование комбинированных схем добычи и переработки песков глубокозалегающих сложноструктурных продуктивных пластов россыпей.....	93
	Выводы по главе 2.....	99
3	РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОСВОЕНИЯ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЕДЕНИЕМ ВНУТРИСОРТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ.....	101
3.1	Анализ вещественно-структурной неоднородности рудных образований.....	101
3.2	Обоснование алгоритма выбора последовательности разработки сложноструктурных рудных блоков с учетом возможности опережающей селективной выемки богатых включений.....	115
3.3	Экспериментальные исследования по разупрочнению руд средней трудности разрушения раствором поверхностно-активных веществ.....	124
3.4	Адаптивная технология выемки руд при разработке сложноструктурных месторождений штокверкового типа с предварительным физико-химическим разупрочнением богатых рудных включений.....	131
3.5	Технологии разработки маломощных рудных тел с высоко-градиентной зональностью распределения полезного компонента.....	138
	Выводы по главе 3.....	149
4	СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЕДЕНИЕМ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ МАШИНАМИ ПОСЛОЙНОГО ФРЕЗЕРОВАНИЯ И МОДЕРНИЗИРОВАННЫМИ СКРЕПЕРАМИ.....	151
4.1	Обобщение опыта применения машин послойного фрезерования при разработке сложноструктурных месторождений.....	151
4.2	Обоснование адаптивных технологий безвзрывной разработки сложноструктурных массивов с предварительным разупрочнением прочных включений специальными растворами.....	161

4.3	Обоснование возможности повышения производительности комбайнов за счет обеспечения их безостановочной работы при обмене автосамосвалов.....	177
	Выводы по главе 4.....	185
5	ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРЕДЛАГАЕМЫХ ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОСВОЕНИЯ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	187
5.1	Анализ строения россыпей в аспекте и взаимосвязи с потерями полезных компонентов при обогащении.....	187
5.2	Анализ технических средств и технологий, применяемых при разработке россыпных месторождений золота Дальневосточного региона, с позиций возможности повышения их эффективности.....	197
5.3	Совершенствование открытой разработки сложноструктурных россыпных месторождений с применением модернизированных колесных скреперов.....	208
5.4	Обоснование адаптивной технологии разработки глубокозалегающих сложноструктурных россыпей с различными формами нахождения золота.....	225
	Выводы по главе 5.....	232
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	234
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	237

ВВЕДЕНИЕ

К настоящему времени наиболее простые по геологическому строению и богатые по содержанию полезного компонента месторождения в значительной мере уже отработаны. В связи с чем в эксплуатацию вовлекаются месторождения со все более сложными горно-геологическими параметрами, что приводит к значительной изменчивости качественных характеристик добываемого минерального сырья, а соответственно к снижению эффективности перерабатывающего комплекса и в целом – горного производства. Высокая изменчивость качественных характеристик, к которым относится не только содержание ценного компонента, но и целый ряд других параметров, влияющих на выход и качество конечной продукции, итоговое извлечение ценного компонента, объективно требует использования гибкого (адаптивного) управления процессами подготовки к выемке и собственно выемки с целью недопущения поступления на переработку сырья с технологически несовместимыми характеристиками. Под адаптацией понимается согласованность применяемых технологий с изменчивостью морфолого-структурных параметров оруденения, прочностью руд и пород, а также содержанием полезных компонентов для повышения эффективности горного производства.

Значительный вклад в развитие и совершенствование геотехнологий разработки сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых внесли известные советские и российские ученые М.И. Агошков, Ю.И. Анистратов, В.Ж. Аренс, И.И. Аристов, А.И. Арсентьев, С.А. Батугин, С.Д. Викторов, В.И. Голик, Ю.В. Дмитрак, Д.В. Доможиров, Е.А. Дорош, Н.В. Дронов, Н.Г. Дубынин, В.Н. Захаров, В.Р. Именитов, Д.Р. Каплунов, С.В. Корнилков, М.В. Курленя, В.Г. Лешков, В.М. Лизункин, М.В. Лизункин, Г.Г. Ломоносов, А.Р. Матгис, Н.В. Мельников, В.Н. Опарин, И.А. Пыталев, В.В. Ржевский, В.Ф. Рогизный, М.В. Рыльникова, Г.В. Секисов, С.М. Ткач, К.Н. Трубецкой, С.И. Фомин, В.А. Хакулов, А.С. Чирков, В.А. Шестаков, С.М. Шорохов, Б.П. Юматов, В.Л. Яковлев и многие другие.

Несмотря на значительные исследования в этой области, проведенные в прошлые десятилетия, перманентное снижение качества минерально-сырьевой базы с одной стороны, а также развитие оборудования и технологий по добыче и переработке минерального сырья – с другой стороны, предопределяет необходимость совершенствования технологических схем освоения месторождений с применением адаптивных технологий,

обеспечивающих повышение эффективности разработки сложноструктурных залежей. Адаптация (от лат. *adaptation* – приспособление, прилаживание) в технике – способность технических устройств и систем приспосабливаться к изменяющимся условиям окружающей среды, что приводит к повышению эффективности их работы. В настоящее время вопросами адаптации горнотехнических систем в области ведения буровзрывных работ, а также карьерного транспорта занимается чл.-корр. РАН В.Л. Яковлев. Основоположниками адаптивного подхода по взаимоувязке технологий добычи и переработки минерального сырья являются Б.П. Юматов, В.А. Шестаков, З.А. Терпогосов, В.С. Хохряков.

В настоящее время разработка месторождений, сложенных прочными породами и рудами, ведется в основном с применением буровзрывных работ, что приводит к перемешиванию полезного ископаемого с пустыми породами, а также различных типов и сортов руд, образованию зон их переизмельчения, т.е. в целом - к снижению природного качества минерального сырья. Поэтому разработка сложноструктурных эксплуатационных блоков без должного качества селективной выемки и/или усреднения приводит к высокой вариативности вещественного состава рудной массы, концентрации и форм нахождения в ней рудных минералов, направляемой на обогащение, режимы и параметры которого задаются с установкой на относительно выдержанный диапазон изменчивости характеристик поступающего на переработку сырья. Выход из этого диапазона ведет к недостаточно высокому извлечению металлов при переработке руд. Вовлечение в отработку сложноструктурных россыпных месторождений с большой долей мелкого золота с применением традиционных технологий также приводит к большим потерям металла. Расширение спектра технологий добычи и переработки минерального сырья, включая соответственно не только взрывную дезинтеграцию и схемы обогащения, позволяет на основе поблочной горно-геологической оценки сложности оруденения осуществлять гибкий, адаптивный выбор схем подготовки к выемке и собственно выемки, как в режиме внутрисортной селекции, так и в режиме усреднения. В свою очередь, это обеспечит рациональное формирование технологических потоков со стабильными качественными характеристиками, соответствующими отдельным технологическим схемам, режимам и параметрам переработки.

Исходя из того, что в горно-обогащительное производство постепенно внедряются новые технологии переработки: кучное и кюветное выщелачивание – для бедных руд,

автоклавное выщелачивание, двухстадийное сорбционное выщелачивание, биоокисление для богатых руд и концентратов, появляется возможность перерабатывать руды различных сортов с применением разных технологий, обеспечивающих лучшие показатели по извлечению или стоимости процесса. Все более широкое применение при освоении сложноструктурных месторождений получает раздельная переработка руд, при которой богатые и рядовые руды (кондиционные богатые руды) перерабатываются на фабрике, а бедные (кондиционные бедные руды) – с применением технологии кучного выщелачивания. Переработка рудной массы с применением выщелачивания позволяет существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты на извлечение металла, в результате чего в переработку могут быть вовлечены руды с более низким содержанием полезного компонента. Недостатком технологии является значительная пересортица богатых рудных включений с рядовыми рудами, возникающая при массовом взрывном рыхлении и выемке, что приводит к существенной изменчивости содержаний полезного компонента в рудной массе и снижает эффективность последующего процесса обогащения. Также необходимо отметить, что данная технология зачастую не обеспечивает возможности последующей рентабельной переработки отходов обогащения кондиционных богатых руд в связи с относительно низким содержанием в них полезного компонента. Кроме того, некондиционные руды, извлекаемые из недр в больших объемах при открытой разработке месторождений и заключающие в себе существенное количество металла, в связи с низким содержанием полезного компонента не подвергаются переработке. В тоже время в ряде случаев посредством грохочения или сепарации из них может быть выделена обогащенная полезным компонентом фракция, которую возможно перерабатывать с применением кучного выщелачивания.

В горное производство внедряются новые и усовершенствованные средства механического рыхления и выемки (горные комбайны различных конструкций, фрезерные машины, одноковшовые экскаваторы со сменным оборудованием в виде гидромолотов, рыхлителей, фрез, ковшей с активными зубьями, гидравлических грейферных ковшей и др.), позволяющие осуществлять качественное селективное извлечение разносортных включений. В настоящее время технически возможно и экономически целесообразно вести массовое механическое рыхление горных пород прочностью на одноосное сжатие до 60...80 МПа, а при необходимости с относительно небольшой производительностью возможно осуществлять безвзрывное рыхление и выемку руд прочностью на одноосное

сжатие до 120-150 МПа, что может быть целесообразным для опережающей селективной выемки из массива богатых включений.

Расширение спектра технических средств и технологий позволяет использовать гибкие комбинации процессов добычи и переработки разноразного минерального сырья. При этом дорогостоящие технологии обогащения, обеспечивающие повышенное извлечение полезного компонента, целесообразно использовать, прежде всего, для переработки богатых включений, а переработку бедной минеральной массы необходимо осуществлять с применением технологий требующих небольших капитальных и эксплуатационных затрат. В связи с этим залежи полезных ископаемых целесообразно рассматривать не как однородные геологические образования, а как систему пространственно-сопряженных зон продуктивной минерализации различных параметров с проведением глубокой дифференциации объектов выемки и переработки во взаимосвязи с существующими и перспективными техническими средствами для добычи и обогащения. Поэтому обоснование адаптивных геотехнологий разработки сложноструктурных месторождений с гибкой комбинацией производственных процессов, является актуальной научно-технической проблемой, решение которой позволит увеличить сквозное извлечение полезных компонентов, снизить себестоимость конечной продукции и расширить минерально-сырьевую базу месторождений.

Работа основана на результатах исследований, выполненных в 2011–2025 годах при непосредственном участии автора, в том числе по плановым темам НИР Института горного дела ДВО РАН: «Фундаментальные проблемы комплексного освоения природных и техногенных месторождений твердых полезных ископаемых Дальневосточного региона России на основе инновационных геотехнологий» (ГР № 01201253448), «Создание научных основ инновационных, ресурсосберегающих и экологически безопасных геотехнологий разработки месторождений полезных ископаемых Дальнего Востока России» (ГР № 115020410158), «Развитие научных основ эффективных и экологически безопасных инновационных технологий освоения месторождений полезных ископаемых Дальнего Востока России» (ГР № АААА-А18-118020590026-4), «Развитие научных основ эффективных и экологически безопасных инновационных геотехнологий освоения полезных ископаемых Дальнего Востока России» (ГР № 122042900005-5).

Цель работы заключается в обосновании эффективных малоотходных и энерго-сберегающих геотехнологий разработки сложноструктурных месторождений на основе комбинации процессов разупрочнения и разрушения горных пород и селективной выемки полезного ископаемого из недр.

Идея работы состоит в том, что повышение эффективности разработки месторождений твердых полезных ископаемых, характеризующихся высокой изменчивостью качественных и прочностных свойств, достигается применением стадийной селективной выемки разносортного минерального сырья с учетом взаимосвязи внутреннего строения обрабатываемых участков и возможностей адаптивных геотехнологий добычи.

Объект исследования: горнотехнические системы, используемые при освоении сложноструктурных месторождений полезных ископаемых.

Предмет исследования: технологии и технические решения, обеспечивающие повышение эффективности разработки сложноструктурных залежей.

Задачи исследования:

- оценить изменчивость качественных характеристик руд и песков на примере характерных месторождений различного минерального сырья и определить их влияние на показатели извлечения полезных компонентов;

- обосновать показатели оценки сложности строения рудных блоков как факторов, определяющих параметры селективной выемки и их влияние на эффективность последующей переработки минерального сырья;

- выполнить анализ технологических решений по использованию инновационных методов выемки твердых полезных ископаемых, характеризующихся высокой изменчивостью физико-механических и качественных параметров;

- обосновать систему показателей оценки эффективности адаптивных технологий добычи и переработки руд, с учетом возможности последующей переработки хвостов обогащения руд с повышенными качественными характеристиками, для определения границ выделяемых сортов;

- обосновать возможность эффективной дифференцированной подготовки локальных богатых включений с аномально высоким содержанием ценных компонентов к выемке с учетом их прочности с применением механического рыхления, разупрочнения растворами поверхностно-активных веществ, рыхления взрывными зарядами специальных конструкций;

- разработать адаптивные технологии, обеспечивающие возможность внутрисортовой селекции при извлечении богатых включений за счет гибкого применения широкого спектра выемочного оборудования, включая инновационное, для повышения стабильности качественных характеристик оставшегося минерального сырья при его последующем усреднении в процессе выемки;

- оценить эффективность предлагаемых технологий разработки сложноструктурных месторождений.

Методы исследований. Общей теоретической и методологической основой диссертации является комплексный подход, включающий анализ и обобщение научно-технической литературы и имеющихся эмпирических данных, патентный поиск, методы многофакторного планирования экспериментов, обобщение производственной и проектной практики разработки сложноструктурных месторождений. В качестве основных методов исследований использовались: аналитические и графо-аналитические методы; экономико-математическое моделирование; горно-геометрическое моделирование сложноструктурных рудных тел; системный анализ и лабораторные эксперименты при исследовании параметров технологических процессов и моделей горного оборудования; методы математической статистики обработки результатов экспериментов; метод экспертных оценок; технико-экономические расчеты и анализ при определении области применения разработанных технологий.

Основные защищаемые положения:

1. Выбор рациональных технико-технологических схем селективной выемки полезных ископаемых необходимо осуществлять на основе оценки сложности внутренней структуры обрабатываемых участков сложноструктурных рудных и россыпных месторождений с выделением элементов выемки однородных по комплексу качественных и прочностных характеристик с применением системы показателей, определяющих морфолого-структурные параметры эксплуатационных блоков.

2. Селективное извлечение запасов по сортам с выделением богатых включений при отработке сложноструктурного блока обеспечивает стабилизацию качества в границах оставшихся сортов руд (песков россыпей) при последующей раздельной переработке, что позволяет повысить сквозное извлечение металла на 4-14 %. Критерием качества при обосновании границ таких выемочных элементов выступает максимум интеграль-

ного ЧДД добычи и последующей переработки всех извлекаемых сортов руд или песков россыпей, включая переработку формируемых техногенных отходов.

3. Для условий разработки месторождений цветных и благородных металлов, сложенных относительно прочными контрастными рудами, необходимо дифференцированно производить дезинтеграцию и выемку технологических сортов руд с опережающей селективной выемкой богатых включений после их предварительной подготовки, в частности с применением растворов поверхностно-активных веществ, позволяющих снизить прочность руд на 20-40 %, с максимальным сохранением природной структуры массива.

4. Безвзрывное рыхление с последующей селективной выемкой при разработке сложноструктурных месторождений, характеризующихся высокой изменчивостью качественных и прочностных параметров участков залежей, представленных минеральными образованиями преимущественно невысокой прочности с наличием относительно прочных включений, целесообразно вести с их предварительным физико-химическим разупрочнением, что позволит увеличить производительность механического рыхления в 1,5-1,7 раза.

5. Разработку сложноструктурных россыпных месторождений целесообразно осуществлять с применением технологий, предусматривающих районирование полигона и выделение в продуктивном пласте выемочных слоев для селективного извлечения богатых песков усовершенствованными горными машинами циклического действия, обеспечивающими внутрисортную селекцию при одновременном усреднении качественных показателей при выемке.

Научная новизна:

1. Определена рациональная структура эксплуатационных рудных блоков, в которой выделяются качественно-однородные выемочные элементы, различающиеся уровнем содержания полезного компонента: богатые, рядовые, бедные, особо бедные (некондиционные), границы между которыми устанавливаются по суммарному чистому дисконтированному доходу (ЧДД).

2. Разработана система показателей оценивающая сложность внутренней структуры оруденения выемочных блоков как горнотехнических объектов, позволяющая дать их интегральную и дифференцированную оценку в процессе выбора геотехнологиче-

ских решений, с учетом особенностей технологий последующей раздельной переработки разнородной рудной массы.

3. Предложено новое технологическое решение, предполагающее оконтуривание и селективную выемку различными техническими средствами богатых, рядовых и бедных руд для последующей раздельной переработки, в том числе совместно с промежуточными продуктами, полученными при обогащении богатых руд, а также с продуктивными фракциями, выделенными из особо бедных руд, которые содержат полезные компоненты в количестве, позволяющем перерабатывать такое сырье по низкочастотным технологиям.

4. Обоснован критерий максимума суммарного чистого дисконтированного дохода добычи и переработки запасов сложноструктурных месторождений с выделением руд не менее трех сортов, границы которых определяются возможностью фракционирования добытой рудной массы, а также технологическими режимами и параметрами ее переработки, с учетом вовлечения в переработку части техногенных отходов методами физико-химической геотехнологии.

5. Разработан алгоритм выбора технологий освоения сложноструктурных месторождений и их эффективных параметров, с учетом ценности и физико-механических характеристик руд, а также приведенного граничного коэффициента вскрыши, определенного по усовершенствованной методике с учетом возможности вовлечения в переработку продуктивных фракций некондиционной руды.

6. Предложены методики определения оптимальной длины ковша усовершенствованного колесного скрепера и сопротивления продвижению интенсификатора загрузки ковша при селективной выемке песков россыпей, определена заполняемость ковша в зависимости от связности песков, геометрических параметров ковша и способов его загрузки.

7. Обоснованы принципы комбинированной разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпей с опережающей селективной выемкой богатых песков и последующей отработкой участков рядовых и бедных песков методом скважинного выщелачивания растворами с адаптированными концентрациями экологощадящих реагентов, обеспечивающими относительно высокое извлечение золота в продуктивный раствор.

Практическая значимость:

1. Предложены схемы отработки сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых с осуществлением внутрисортной селекции, уменьшением потерь и обеспечением максимальной сохранности природного качества минерального сырья путем применения щадящих способов подготовки к выемке и локальной выемки особо ценных участков эксплуатационного блока, а также выделения продуктивных фракций из некондиционных (особо бедных) руд.

2. Предложено техническое решение по переводу руд средней трудности разрушения в класс легко разрушаемых и разработана технология комбинированной выемки, предусматривающая предварительное разупрочнение растворами поверхностно-активных веществ (ПАВ), подаваемых через сгущенную сеть скважин, включений богатых руд с их последующим опережающим локальным механическим извлечением.

3. Разработана технология безвзрывного рыхления сложноструктурных участков рудных массивов, характеризующихся высокой изменчивостью качественных и прочностных параметров, с применением усовершенствованных машин послойного фрезерования, обеспечивающих предварительное разупрочнение относительно прочных включений за счет их пропитки раствором ПАВ, совмещенной с выемкой вышележащего слоя.

4. Разработаны эффективные технологии и конструкции усовершенствованных машин послойного фрезерования для освоения сложноструктурных залежей, обеспечивающие дезинтеграцию относительно прочных включений за счет их пропитки раствором ПАВ, а также конструкция усовершенствованного колесного скрепера с комбинированным рабочим оборудованием в виде удлиненного ковша с интенсификатором загрузки и рыхлителем.

5. Разработаны эффективные адаптивные технологические схемы подготовки и отработки рудных тел, которые рекомендованы к применению в различных горно-геологических и горнотехнических условиях сложноструктурных месторождений.

Достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций обеспечена применением современных методов анализа и моделирования; удовлетворительной сходимостью результатов экспериментальных и теоретических исследований; использованием апробированных методов и теоретических положений геотехнологии, а также привлечением проектных и фактических материалов предприятий горной промышленности.

Личный вклад автора состоит в постановке проблемы и обосновании идеи работы и ее реализации путем постановки целей и задач исследований; в обобщении технологических решений по комбинированной подготовке сложноструктурных массивов к выемке и собственно выемки; в формировании методологического подхода для решения поставленных задач; разработке комплекса инновационных технологических решений проблемы; в проведении экспериментальных исследований; в установлении системы показателей характеризующих сложность рудного блока при его селективной отработке; разработке и обосновании технологических схем комбинированной отработки сложноструктурного массива; разработке технико-технологических решений по выбору схем селективной выемки богатых включений; разработке технологических схем по отделению обогащенной рудной мелочи из рудной массы непосредственно во время ведения выемочно-погрузочного процесса; разработке технологических рекомендаций по выбору рациональной технологии разработки сложноструктурных массивов различными комплексами выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

Реализация результатов работы.

Результаты исследований переданы ряду горнодобывающих предприятий, занимающихся разработкой золоторудных и золотороссыпных месторождений Дальневосточного региона. Результаты диссертационной работы используются в учебном процессе ФГБОУ ТОГУ при подготовке горных инженеров по специальности «Открытые горные работы», а также при подготовке аспирантов в ИГД ДВО РАН.

Апробация работы. Основные положения диссертации и результаты исследований докладывались и обсуждались на Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (г. Москва, 2013-2016, 2024), Международной научной школе академика РАН К.Н. Трубецкого (г. Москва, 2020, 2022, 2024), Международных научно-практических конференциях «Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов» (г. Чита, 2013, 2023), «Наука и инновационные разработки – Северу» (г. Мирный, 2014), Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» (г. Екатеринбург, 2017-2025), Международной научной конференции «Проблемы комплексного освоения георесурсов» (г. Хабаровск, 2018, 2020, 2023), Всероссийских научно-технических конференциях с международным участием «Глубокие карьеры» (г. Апатиты, 2015), «Научно-технические проблемы и технологии освоения месторождений полезных ископаемых в

сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах горных работ» (г. Новосибирск, 2022), Всероссийской научно-практической конференции «Геомеханические и геотехнологические проблемы эффективного освоения месторождений твердых полезных ископаемых Северных и Северо-Восточных регионов России» (г. Якутск, 2015, 2017), Петербургской технической ярмарке в конкурсе «Лучший инновационный проект и лучшая научно-техническая разработка года» (г. Санкт-Петербург, 2011) и других конференциях.

Публикации. По теме диссертации опубликовано 57 печатных работ, в том числе 29 статей в научных изданиях, рекомендованных Высшей аттестационной комиссией при Министерстве науки и высшего образования РФ, 12 патентов на изобретения и две монографии.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, пяти глав, заключения, списка литературы (330 источников), 93 иллюстраций, 41 таблицы. Общий объем – 269 страниц.

Автор выражает благодарность академику РАН Рассказову И.Ю., д.т.н., профессору, засл. деятелю науки РФ Секисову Г.В., д.т.н. Секисову А.Г., чл.-корр. РАН Шулюпину А.Н., д.т.н. Шемякину С.А., к.т.н. Хруниной Н.П., к.г.-м.н. Крюкову В.Г. и другим коллегам из ИГД ДВО РАН за помощь и ценные советы при написании диссертационной работы.

1 АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1 Оценка современного состояния минерально-сырьевой базы с позиций изменения качества при выемке

В России и во всем мире наблюдается практически непрерывная тенденция роста потребления основных видов твердых полезных ископаемых. В различные периоды развития мировой экономики происходит увеличение или снижение спроса на отдельные виды минерального сырья, однако общий тренд его потребления характеризуется положительной динамикой [135, 290]. В связи с отработкой наиболее качественных запасов минерального сырья перманентно происходит ухудшение горно-геологических и горно-технических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых [217]. Растет глубина ведения горных работ, снижаются средние содержания полезных компонентов в рудах, в отработку вовлекаются месторождения или отдельные участки, имеющие сложную структуру, а также техногенные месторождения. Согласно данным работы [120] в доказанных запасах РФ за период с 1991 по 2012 годы среднее содержание золота снизилось с 4,3 до 2,4 г/т (в 1,8 раза), при этом руды крупных месторождений со средним содержанием металла 1,7-2,4 г/т составляют около 70 % запасов. На Талнахском месторождении в период с 2008 по 2021 годы среднее содержание меди в руде снизилось с 3,17 до 1,24 %, а содержание никеля – с 1,73 до 0,63 %, при этом в 1998 году содержание меди и никеля в добываемых рудах месторождения составляло 4,15 и 2,75 % соответственно [44]. Обеспечение возрастающих потребностей промышленности в металлах при одновременном снижении содержания полезных компонентов в руде предопределяет необходимость добычи все большего количества руды (таблица 1.1), а также извлечения из недр многократно возросших объемов вскрышных и вмещающих пород [129, 130]. Таким образом, за период с 1987 по 2014 годы минимальное промышленное содержание в руде меди, никеля, свинца и цинка сократилось соответственно в 1,75, 2,33, 1,83 и 2,00 раза, а добыча данных металлов увеличилась соответственно в 2,85, 4,46, 2,48 и 2,72 раза [129].

Таблица 1.1 – Изменение минимального содержания металла в руде и мировые объемы добычи цветных металлов согласно [129]

Металлы	Минимальное содержание металла в руде, %		Добыча, тыс. т	
	1987 г.	2014 г.	1987 г.	2014 г.
Медь	0,7	0,4	6387,1	18228
Никель	0,7	0,3	549	2448,5
Свинец	1,1	0,6	2275,2	5634,5
Цинк	4,0	2,0	5030,6	13693

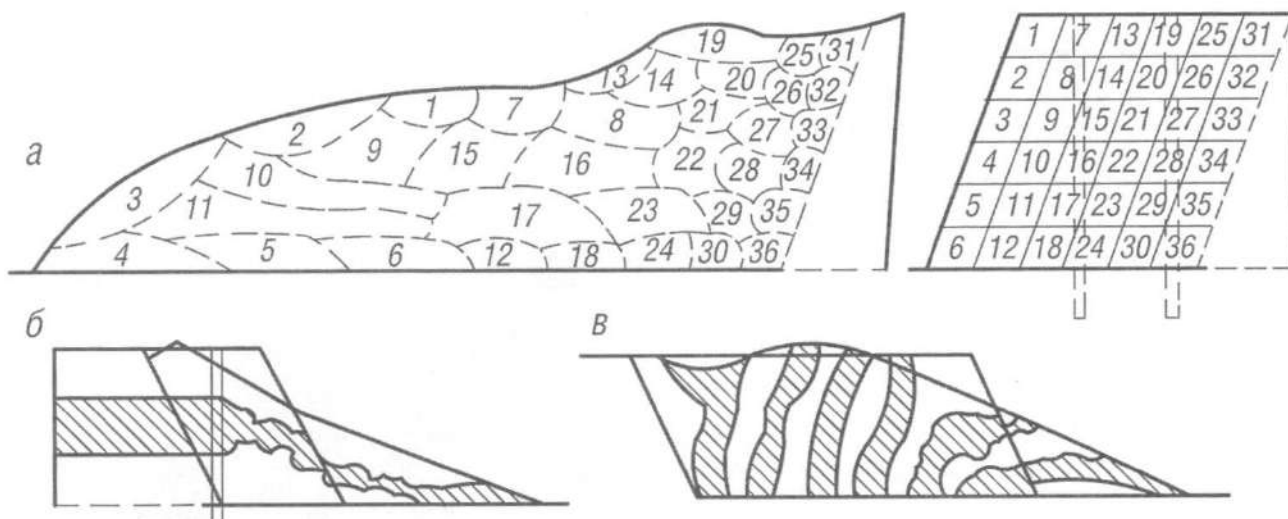
При этом необходимо отметить, что качество добываемых руд со временем будет продолжать снижаться, так, например, для рудников ГМК «Норильский никель» установлена устойчивая закономерность существенного снижения ценности полезных компонентов в 1 т медно-никелевых руд [226], которое к 2040 году составит 37 % относительно настоящего уровня.

При добыче драгоценных металлов наблюдается сходная картина, когда наряду с существенным увеличением объемов их производства минимальное промышленное содержание существенно снизилось. Так при разработке месторождения Мурунтау (Узбекистан) первоначально к некондиционным относили руды с содержанием золота 1,5-2,5 г/т, затем стали выделять в отдельный грузопоток некондиционную руду с содержанием 1,0-1,5 г/т [95]. В настоящее время на месторождении на переработку с применением метода кучного выщелачивания направляется рудная масса с содержанием более 0,5 г/т, при этом рассматривается вариант вовлечения в переработку минерализованных вмещающих пород с содержанием золота 0,25-0,5 г/т, что позволит увеличить выход руды с 28 до 60 % при снижении среднего содержания металла на 18 % с одновременным ростом количества извлекаемого золота на 14 % [207].

Существуют альтернативные подходы к освоению недр: один заключается в разработке геометризованных участков месторождения с низким качеством руд высокопроизводительным оборудованием в расчете на возможности обогащения; второй – в селективной выемке руд повышенного качества при менее высокой производительности предприятия [41]. Месторождения цветных и благородных металлов характеризуются высокой изменчивостью содержаний полезных компонентов в руде, согласно данным [21, 216] в 20-40 % объема рудных тел заключается до 70-90 % запасов, при этом в контуре рудной залежи может содержаться до 30-35 % породных и некондиционных вклю-

чений. Разработка сложноструктурных выемочных блоков без качественной селективной выемки приводит к разубоживанию, а также значительной пересортице и неравномерности состава рудной массы, в результате чего на переработку поступает руда с высокой изменчивостью качественных показателей [20, 183]. Так, например, относительные колебания содержания никеля в потоке товарной руды с рудника «Комсомольский» на Норильскую обогатительную фабрику составляют 525 %, а меди – 557 % [20], при этом наибольшая вариативность содержаний будет проявляться при перемешивании богатых и рядовых руд. Существенные колебания характеристик качественного состава руд не всегда в должной мере могут быть сглажены в процессе усреднения рудной массы, что затрудняет управление процессами обогащения, влечет за собой значительные потери металлов (до 5 %) и реагентов (до 10 %), а также снижение производительности оборудования (до 10 %) [183]. Это объясняется тем, что в процессе обогащения, настроенном на определенное содержание полезного компонента, поступление руды с повышенным содержанием ведет к потере полезного компонента в хвостах из-за несоответствия режимов обогащения и концентрации основных реагентов, а при поступлении руды с пониженным содержанием потери обусловлены изменением соотношения рудных, жильных и породообразующих минералов [183]. В связи с этим, развитие технологий разработки месторождений твердых полезных ископаемых в настоящее время должно сопровождаться комплексным решением вопросов последовательности выемки, сохранения природного качества извлекаемого сырья, снижения энергоемкости процессов горно-обогатительного производства и уменьшения их отрицательного воздействия на окружающую среду.

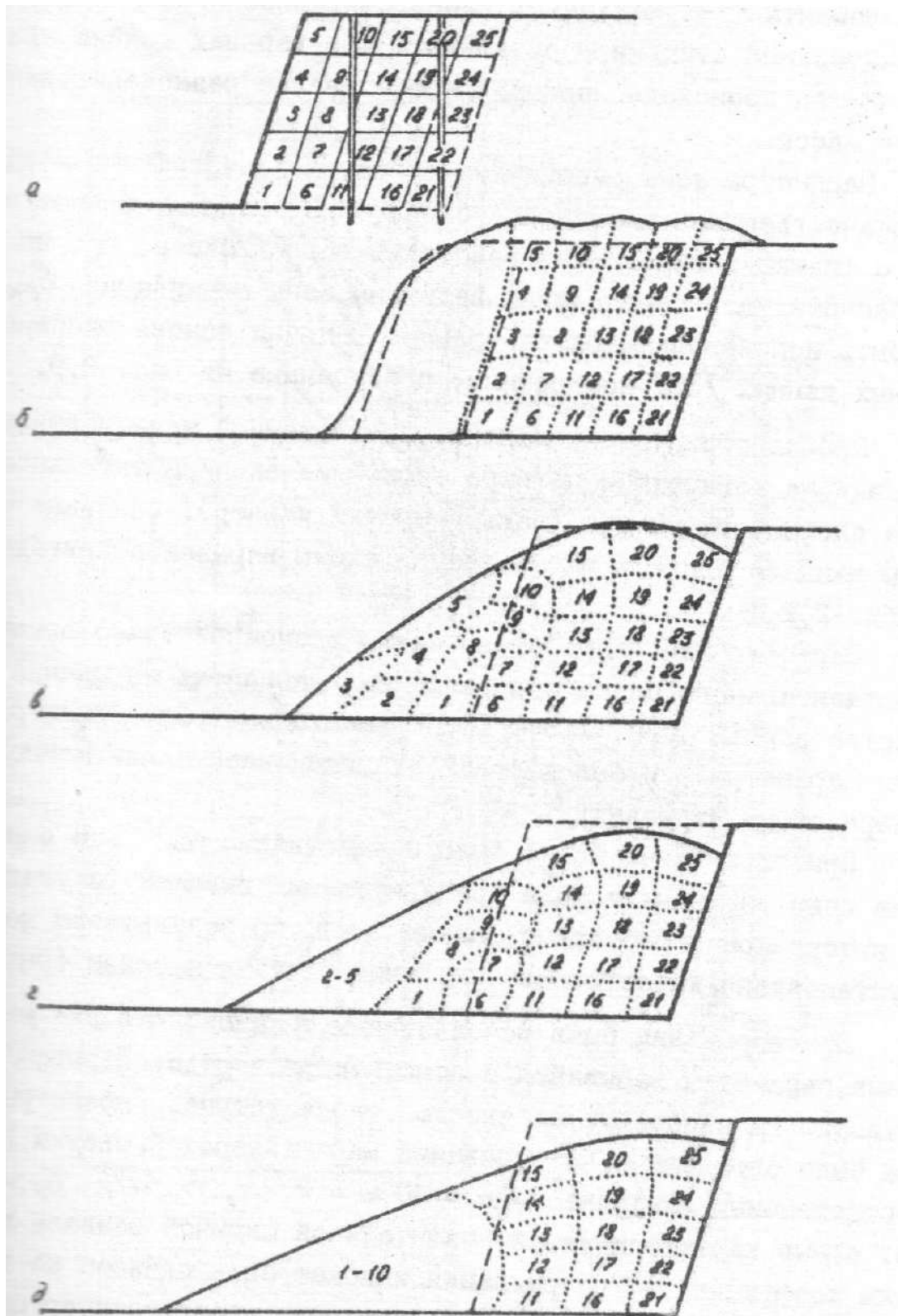
Разработка рудных месторождений, сложенных скальными породами, ведется преимущественно с применением взрывного рыхления, в результате которого происходит трансформация структуры выемочного блока и смещение контура рудного тела (рисунок 1.1). Взрывное рыхление сложноструктурных выемочных блоков приводит к смещению границ контуров руд разных сортов и пустых пород, величина которого зависит от многих факторов оценить совокупное влияние которых весьма сложно, при этом несоответствие проектных и фактических параметров буровзрывных работ может приводить к непрогнозируемому смещению границ контуров с вариативностью до нескольких метров от взрыва к взрыву [115, 182, 298].



a – схема блока до взрыва и структура развала при взрывании на свободную плоскость откоса уступа; *б, в* – изменение контуров, соответственно, горизонтально расположенного рудного тела и вертикально расположенных рудных тел при взрывании на свободную поверхность

Рисунок 1.1 – Схемы трансформации сложноструктурного выемочного блока и рудных тел при взрыве согласно [135]

В результате из-за неточности моделирования взрывного смещения границ контуров возникает разубоживание полезного ископаемого вмещающими породами и внутренними породными включениями, что в дальнейшем сказывается на эффективности горно-обогатительного производства. Смещение пород после взрыва изменяется по глубине и в плане, по-разному охватывает отдельные зоны взрыва, зависит от перераспределения энергии взрыва по видам работ, осложняется горно-геологическими условиями и зависит от применяемых параметров буровзрывных работ, что делает прогнозирование смещений элементов выемочного блока достаточно сложной задачей [52, 240, 310, 320]. На качество взрыва существенное влияние оказывают отклонение фактических параметров буровзрывных работ (расстояние между скважинами, отклонение скважин при бурении, неточности при зарядании скважин, качества взрывчатых веществ и т.п.) от проектных, а также наличие полноты информации о трещиноватости массива, прочности слагающих его пород. На рисунке 1.2 представлены схемы возможной трансформации рудного выемочного блока в зависимости от качества проведения взрыва, полученные в процессе натурных исследований, проведенных под руководством проф. Г.В. Секисова [204].



a – схема блока до взрыва; *б* – структура развала при взрывании «на буфер»; *в* – структура развала при взрывании на свободную плоскость откоса уступа и высоком качестве взрыва; *г* – то же при среднем качестве взрыва; *д* – то же при низком качестве взрыва

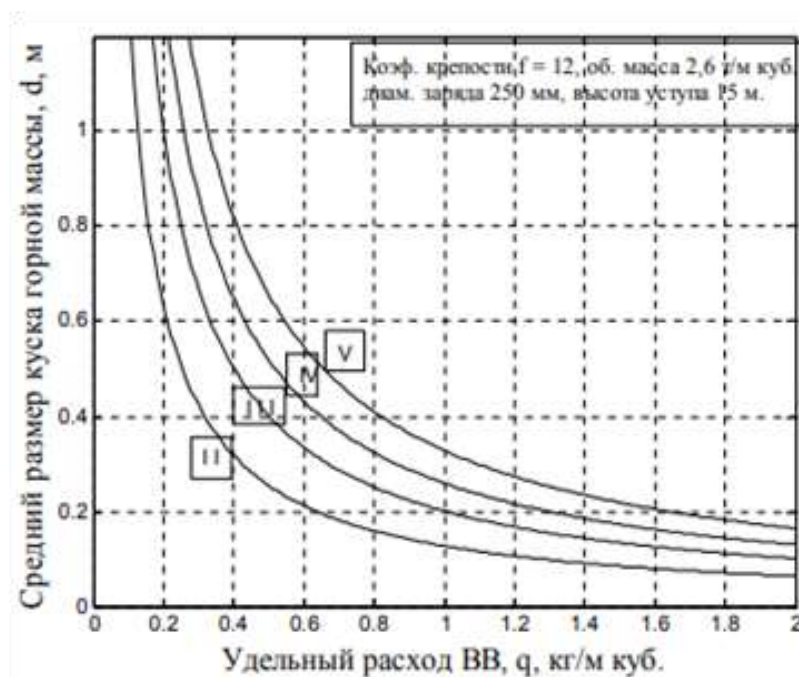
Рисунок 1.2 – Схемы трансформации структуры выемочного блока при различных вариантах взрывания и качестве взрыва согласно [204]

Многочисленные исследования по определению величины горизонтального и вертикального смещения рудных контуров, проведенные на различных месторождениях, показали существенную вариативность величины смещений. Так стандартное отклонение горизонтальных смещений рудных контуров от среднего для Олимпиадинского месторождения составило 3,1 м, Куранахского – 2,3 м, Вернинского – 5,7 м, Наталкинского – 1,1 м [182]. Уточнить и проконтролировать величину горизонтальных и вертикальных смещений рудной массы при взрыве позволяет система с применением ВММ-датчиков, которые позиционируются в скважинах рудного блока, после взрыва датчики обнаруживаются специальным детектором, фиксирующим их новые координаты, на основе которых с применением специального программного обеспечения устанавливается смещение границ контуров [115]. Так контроль контуров смещения рудной массы на золоторудном месторождении Павлик посредством ВММ-датчиков при взрыве одного из блоков позволил на 8 % снизить разубоживание, без учета этих данных 5724 т пустых пород было бы отнесено к руде и направлено на фабрику, а 5982 т руды отправили бы в отвалы и безвозвратно потеряли [38]. Недостатком системы с применением ВММ-датчиков является то, что после проведения взрыва не все из установленных датчиков удается обнаружить [115], что снижает надежность системы и точность определения границ руда-порода.

Еще большую сложность представляет собою процесс определения смещения контуров между различными сортами руд для уменьшения их пересортицы при селективной выемке. Для эффективного управления качеством руды на некоторых рудниках отклонения в определении точности контуров не должны превышать 0,2 м [182]. Сложность смещенных в процессе взрыва контуров сравнительно небольших по размерам включений богатых руд, предопределяет существенную пересортицу рудной массы при их выемке карьерными экскаваторами с относительно большой вместимостью ковша. Так в работе [13] установлено, что при селективной выемке одноковшовым экскаватором руд сложноструктурного блока золоторудного месторождения Многовершинное, при высоте уступа 5 м уровень смешивания (в данном случае пересортицы) богатой руды составляет 17...28 %. При увеличении высоты уступа уровень пересортицы дополнительно возрастает, так согласно этой же работе [13] на месторождении Мурунтау уровень пересортицы богатых руд при их селективной выемке составляет 19,1, 30,5 и 35,6 % при высоте разрабатываемого уступа соответственно 5; 7,5 и 10 м. Таким обра-

зом, перемешивание богатых руд с рядовыми существенно снижает качество первых и ведет к большой вариативности содержаний полезного компонента вторых.

В ИПКОН по руководством академика РАН К.Н. Трубецкого разработаны технологии производства взрывных работ при рыхлении сложноструктурных массивов, обеспечивающие уменьшение смещений взорванной горной массы, а также выборочную степень дробления участков разнотипных горных пород, в частности за счет применения встречных кумулятивных зарядов [33, 225]. Также на месторождениях штокверкового типа для уменьшения разубоживания при подготовке рудных горизонтов к выемке используется раздельное взрывание рудных и безрудных участков, взрывание по контактам рудных тел с пустыми породами, а также другие методы взрывания. Обеспечить повышение качества селективной выемки возможно за счет уменьшения высоты отрабатываемого уступа и повышения качества дробления рудной массы, что достигается путем сгущения сети скважин, при одновременном уменьшении их диаметра, и увеличением расхода ВВ (рисунок 1.3).



II-V – категории трещиноватости по классификации МВКВД

Рисунок 1.3 – Зависимость среднего диаметра куска взорванной горной массы от удельного расхода ВВ при взрывании скважинных зарядов при разной трещиноватости массива горных пород согласно [91]

Однако данные способы увеличивают затраты на подготовку руды к выемке и не обеспечивают необходимое качество селективной выемки богатых рудных включений имеющих небольшие линейные размеры (до 4-6 м), поскольку при открытой разработке месторождений цветных металлов на выемке взорванной руды обычно используются экскаваторы с вместимостью ковша 6-10 м³ (высота уступов 7,5-15 м), а месторождениях благородных металлов при выемке рудной массы применяются экскаваторы с вместимостью ковша 4-7 м³ при высоте уступов 5-10 м. Данные горнотехнические параметры обеспечивают приемлемую величину потерь и разубоживания при селективной выемке руды и пустых пород, однако при выемке богатых рудных включений ведут к существенной пересортице.

Таким образом, в процессе взрывного рыхления и выемки сложноструктурных блоков происходит существенная и зачастую неконтролируемая пересортица и разубоживание руд, что значительно снижает природное качество сырья, направляемого на переработку, и затрудняет возможность его последующего качественного усреднения.

1.2 Оценка влияния основных качественных показателей добываемой руды на эффективность ее переработки

Изменение структуры минерально-сырьевой базы происходит не только в количественном, но и в качественном аспекте. Поскольку снижаются как содержания полезных компонентов, так и изменяются формы их нахождения в минеральном веществе, вплоть до проявления наноразмерных включений в кристаллических решетках. Расширение спектра форм нахождения полезных компонентов обуславливает проблему обеспечения извлечения их по унифицированным технологическим схемам и параметрам переработки. В свою очередь это требует гибкого дифференцированного подхода к воздействию на минеральное вещество с определенными формами нахождения полезных компонентов, соответствующего использования нескольких технологических схем переработки с гибким регулированием их параметров и режимов [112, 205]. Исходя из того, что в горно-обогащительное производство постепенно внедряются новые технологии переработки: кучное и кюветное выщелачивание – для бедных руд, автоклавное выщелачивание, биоокисление, двухстадийное сорбционное выщелачивание и др. для богатых руд и

концентратов, то появляется возможность перерабатывать руды различных сортов с применением разных технологий, обеспечивающих лучшие показатели по извлечению или стоимости процесса [42, 181, 232].

Прогрессивная технология кучного выщелачивания золота из бедных руд с содержанием 0,7-2 г/т применяется в РФ с 90-х годов прошлого века, объемы добычи с применением кучного выщелачивания возрастают, они увеличились от 0,3 т в 1994 году до 18,5 т в 2012 году или с 0,2 до 9,2 % объема добычи в РФ, добыча золота по технологии кучного выщелачивания достигает 8-10 кг на одного работающего, срок окупаемости капитальных вложений в среднем составляет 1,5 года [292]. Обычно кучному выщелачиванию подвергают руду после дробления до крупности 5-50 мм, процесс отличается простотой технологии и низкими капитальными затратами, а извлечение золота обычно составляет 50-70 %. Разработаны технологии круглогодичного кучного выщелачивания металлов для условий криолитозоны, что существенно (до 1,5 раз) повышает производительность процесса в сравнении с сезонным способом извлечения [132].

Применение мельниц тонкого и сверхтонкого измельчения позволяет существенным образом повысить эффективность технологий переработки упорного золотосодержащего сырья, так при переработке золотомышьякового флотационного концентрата месторождения Васильковское в случае прямого цианирования в течение 24 часов извлечение составило 72 %, а применение сверхтонкого измельчения концентрата (90 % минус 5 мкм) и последующее его атмосферное окисление позволило извлечь в раствор до 93-94 % золота при продолжительности выщелачивания 5-7 часов [206].

Обеспечить высокое извлечение металла из богатых руд и концентратов возможно путем применения автоклавных установок. Компания «Петропавловск» включила в технологическую схему переработки золотосодержащих руд месторождений Маломыр и Пионер автоклавное окисление, что позволило достичь извлечения металла на уровне 95 %, при выходе на полную мощность установка перерабатывает около 600 тыс. т концентрата в год, весь комплекс рассчитан на переработку до 12 млн. т руды в год [85].

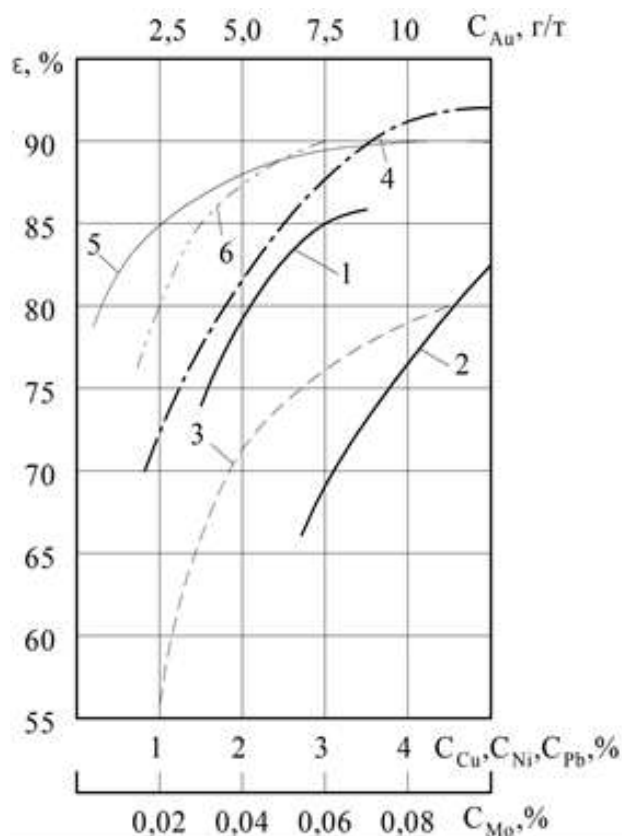
Гидрометаллургические методы получают все более широкое распространение при переработке богатых руд и концентратов [233]. Так применение на одной из отечественных фабрик модуля интенсивного выщелачивания «Асасiа» при доводке богатого гравиконцентрата с содержанием золота от 300 до 1000 г/т позволило получить извлече-

ние металла 95-99%, выщелачивание в модуле осуществляется под действием постоянно циркулирующего восходящего потока раствора цианида [158].

Внедряются технологии переработки техногенных ресурсов (забалансовых руд, хвостов переработки руд). Так АО «Иргиредмет» для хвостов Змеиногорской и Балейской ЗИФ разработаны схемы кучного выщелачивания, хвосты Змеиногорской ЗИФ успешно перерабатывались совместно с хвостами баритомоечной фабрики (содержание золота 1,5 г/т, серебра – 30,8 г/т) на действующей установке кучного выщелачивания с извлечением золота 72 %, серебра – 35 % [49]. Также АО «Иргиредмет» выполнены работы по кучному выщелачиванию меди из окисленных и забалансовых руд на месторождениях Алареченское, Песчанка, Михеевское и других объектах.

Наибольшее распространение при переработке руд получил процесс флотации, который является одним из самых эффективных процессов обогащения. Флотация основана на свойстве мелких частиц различных веществ по-разному смачиваться, в результате чего частицы породы, легко смачиваемые жидкостью, отделяются от несмачиваемых, гидрофобных частиц. Флотация в основном применяется для руд с рядовым содержанием полезного компонента, ее эффективность оценивается степенью извлечения полезного компонента в концентрат, которая зависит от содержания полезного компонента, вещественного состава руд, доли флотоактивных минералов и т.д. Исследованиями разных авторов установлено, что изменение содержания полезного компонента в руде влияет на эффективность процесса обогащения флотационным методом [85, 137, 177, 204, 287]. На рисунке 1.4 представлены графики зависимости извлечения металлов в концентрат по данным Г.В. Секисова, А.А. Таскаева, Б.П. Юматова, М.И. Буянова, Х.Х. Кожиева, В.А. Шестакова, А.Г. Секисова [69, 81, 85, 204, 287].

С повышением содержания увеличивается извлечение металлов в концентрат, однако после достижения оптимального значения дальнейшее повышение содержания приводит к незначительному росту извлечения. При этом снижение содержания ниже оптимального значения ведет к относительно резкому падению извлечения. Так, согласно данным проф. Секисова Г.В. при переработке комплексных руд Кальмакырского месторождения рост содержания меди в рудной массе с 2,5 до 3 % приводит к увеличению извлечения с 83 до 85 %, а снижение содержания с 2,5 до 2,0 % ведет к уменьшению извлечения меди в концентрат с 83 до 79,5% [69].



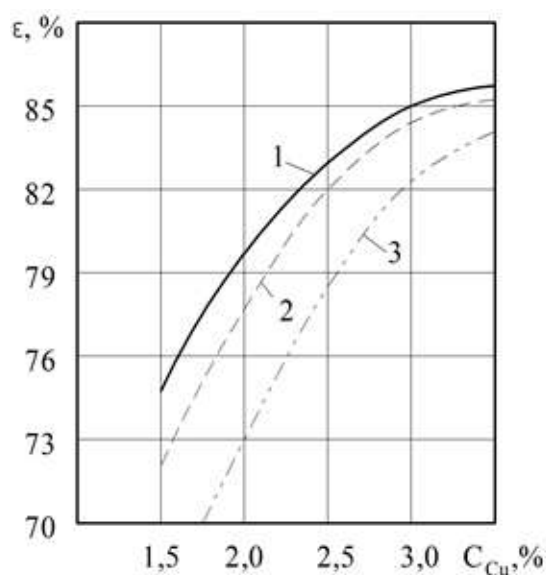
1 – медь (Кальмакырское месторождение комплексных руд); 2, 3 – соответственно медь и никель (Талнахское месторождение ГМК «Норильский никель»); 4 – молибден (Сорское месторождение); 5 – золото (Дарасунское месторождение); 6 – свинец (Сумсарский рудник)

Рисунок 1.4 – Извлечение металлов в концентрат в зависимости от содержания металлов в руде согласно [69, 81, 85, 204, 287]

Согласно результатам исследований проф. Кожиева Х.Х., при переработке медно-никелевых руд Талнахского месторождения рост содержания никеля в рудной массе с 2 до 3 % приводит к увеличению извлечения с 72 до 76 %, а снижение содержания с 2 до 1 % ведет к уменьшению извлечения никеля в концентрат с 72 до 56 % [81]. Таким образом, прирост извлечения в первом случае не компенсирует потери в последующем. Согласно данным проф. Ломоносова Г.Г. на Норильской обогатительной фабрике снижение содержания никеля в добытой руде с 0,59 до 0,33 % привело к уменьшению извлечения металла в концентрат с 78 до 63 %, а снижение содержания меди с 0,75 до 0,45 % привело к уменьшению выпуска концентрата почти в два раза с 2,88 до 1,48 % [104].

Существенное влияние на полноту извлечения металлов при переработке руд оказывает изменчивость содержания металла в руде. Так согласно данным проф. Ломоносова Г.Г. уменьшение изменчивости содержания никеля с 0,1 до 0,01 % в рудной массе

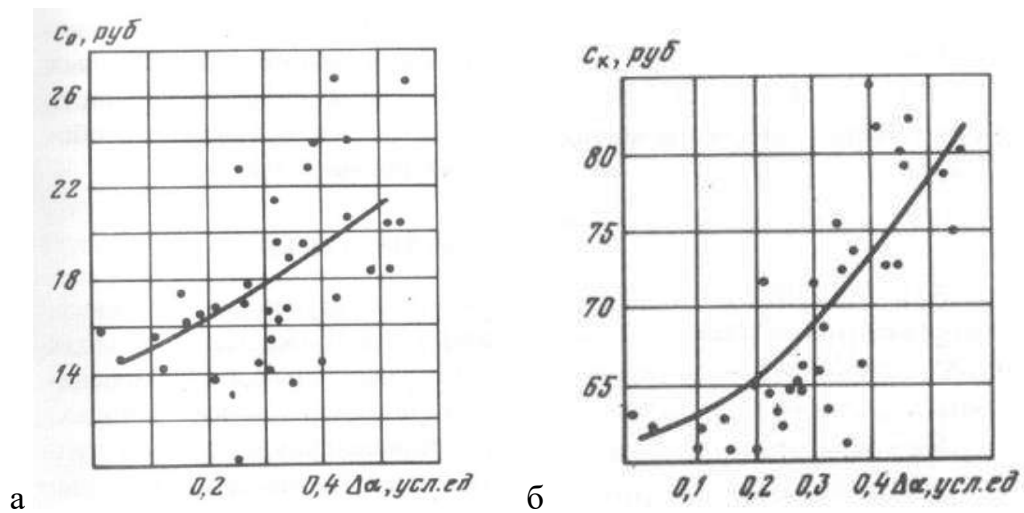
рудника «Заполярный» повышает степень извлечения никеля в концентрат с 65 до 78 % [104]. При разработке Урупского медноколчеданового месторождения в случае стандартного отклонения содержания меди в руде 0,478 % извлечение в концентрат составляло 82,07 %, а при уменьшении стандарта отклонения до 0,236 % извлечение повысилось до 87,89 % [77]. Согласно результатам исследований проф. Г.В. Секисова по выявлению зависимости извлечения меди в концентрат при переработке руд Кальмакырского месторождения комплексных руд (рисунок 1.5), при содержании металла в руде 2 % при увеличении среднеквадратичного отклонения содержания с 0,1 до 0,2 % извлечение металла в концентрат снижается на 2,1 % [69].



1 – усредненной в измельченном состоянии (без колебания содержаний внутри навески);
2, 3 – при среднеквадратичном отклонении содержания меди соответственно, 0,1 и 0,2 %

Рисунок 1.5 – Зависимость извлечения меди от колебаний качества руды на Кальмакырском месторождении согласно [69]

Одновременно с повышением изменчивости содержаний металла в перерабатываемой руде, возрастает стоимость получения концентрата, так в работе [77] приведены зависимости для одного из рудников, разрабатывающего месторождение цветных металлов (рисунок 1.6). Наибольшая вариативность содержаний будет появляться при перемешивании богатых руд с рядовыми, что приведет к нестабильному качеству потока руды и снижению общего извлечения металла. Таким образом, селективная выемка различных сортов руд и их последующее усреднение должны обеспечивать уменьшение изменчивости содержания металла в рудной массе.

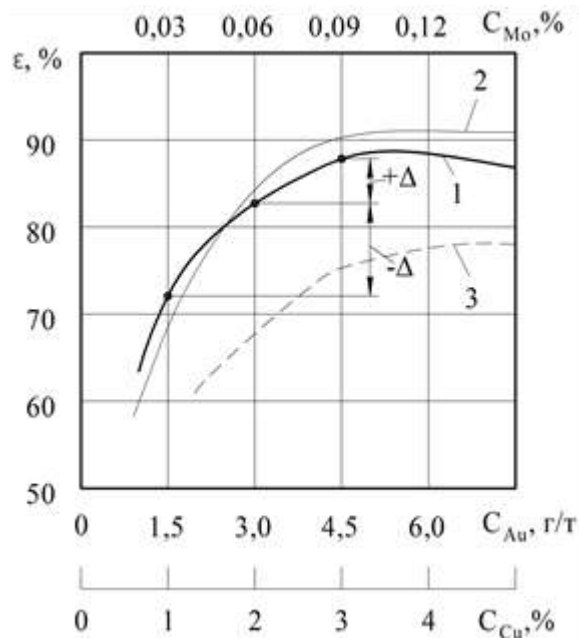


а – себестоимость при обогащении; б - полная себестоимость

Рисунок 1.6 – График зависимости себестоимости 1 т концентрата от абсолютного отклонения содержания полезного компонента в руде [77]

(приведены в ценах 1980-х годов)

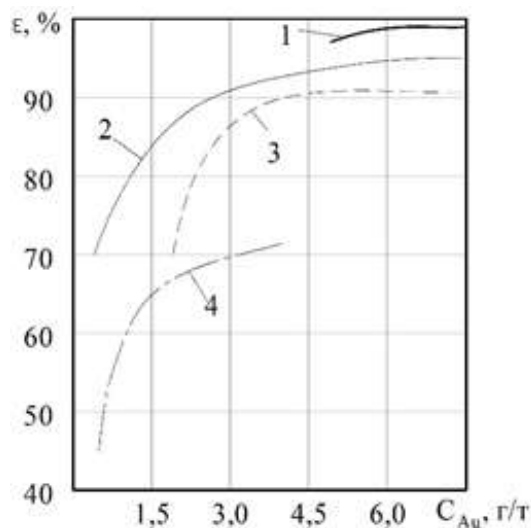
С участием диссертанта в Институте горного дела ДВО РАН также проведены исследования по определению зависимости извлечения полезных компонентов от их содержания в рудах [177], результаты которых представлены на рисунках 1.7 и 1.8.



1 – золотосодержащая руда месторождения Талатуй; 2 – молибденовая руда Сорского месторождения; 3 – медная руда месторождения Удокан

Рисунок 1.7 – Зависимости извлечения ценных компонентов в концентрат от их содержания в исходной руде при обогащении методом флотации

При переработке золотосодержащей руды месторождения Талатуй Дарасунского рудного поля рост содержания золота в рудной массе с 3,0 до 4,5 г/т обеспечивает увеличение извлечения с 82,7 до 87,9 % (+ Δ), а снижение содержания с 3,0 до 1,5 г/т – уменьшение извлечения золота в концентрат с 82,7 до 72,6 % (- Δ). Таким образом, в первом случае прирост извлечения составляет 5,2 %, а во втором случае извлечение снизится на 10,1 %. Следовательно, в некоторых случаях может быть целесообразным использовать часть руд с относительно высоким содержанием ценного компонента для подшихтовки руд, имеющих содержание ценного компонента ниже рационального значения с целью увеличения суммарного выхода металла по всем сортам руд. Максимальное извлечение металла в концентрат получено при содержаниях золота 5,0-5,5 г/т. При дальнейшем увеличении содержаний отмечено некоторое снижение извлечения, что можно объяснить чрезмерным повышением в пульпе доли рудных минералов при флотации приводящим к росту мощности слоя пенного продукта, агрегированию (слипанию) частиц рудных минералов и соответственно их обратному переходу в объем пульпы, т.е. в камерный продукт. В связи с чем, значительная часть рудных минералов попадает в хвосты переработки и теряется.



1 – выщелачивание в автоклаве; 2 – двухстадийное сорбционное выщелачивание с предокислением; 3 – стандартное сорбционное цианирование; 4 – кучное выщелачивание

Рисунок 1.8 – Зависимости извлечения золота в конечный продукт от содержания в исходной руде месторождения Талатуй при переработке руд различными способами

Переработка руды месторождения Талатуй с содержанием 5...7 г/т выщелачиванием в автоклаве обеспечило извлечение 97...98 % золота в конечный продукт, а применение двухстадийного сорбционного выщелачивания с преокислением позволило извлечь 93...95 % металла (рисунок 1.8).

Переработка богатых руд (с содержанием золота десятки грамм на тонну) специальными методами позволяет достигать относительно низкой себестоимости конечного продукта, высокого сквозного извлечения. Кроме того, остаточное содержание в хвостах переработки (или кеках) богатых руд достаточно для их последующей рентабельной переработки методами физико-химических геотехнологий (кучное, кюветное или скважинное выщелачивание). С учетом внедрения в горное производство новых и усовершенствованных средств выемки, а также технологий переработки диссертантом предлагается систематизация основных технологических комплексов выемки и переработки руд (рисунок 1.9). Данная систематизация отличается выделением составляющих категорий руд, как по содержанию полезного компонента, так и прочностным характеристикам и контрастности (изменчивости содержаний полезного компонента в малых объемах), а также особенностей использования формируемых полостей при выемке отдельных участков рудных тел для технологических целей.

Выбор технологии и технических средств для выемки руд технологически однородных зон в первую очередь зависит от прочности руд и вмещающих их горных пород. Прочные руды с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова свыше 8-9 единиц преимущественно следует готовить к выемке с применением буровзрывных работ, хотя в отдельных случаях для локальной выемки наиболее богатых рудных включений может быть использована механическая выемка. Дезинтеграция и выемка низкопрочных руд с коэффициентом крепости 5-9 единиц может достаточно эффективно вестись с применением механических средств, буровзрывных работ и специальных методов. Для получения максимального экономического эффекта за счет увеличения извлечения металлов из руды в большинстве случаев требуется отдельная переработка разнорудных руд. Богатую рудную массу возможно разделять на сорта: штучную рудную массу с ураганными содержаниями полезных компонентов; рудную массу с качеством выше среднеблочного (с превышением среднего содержания выше предела погрешности анализов, т.е. рудную массу с явно повышенными (относительно среднеблочного) содержаниями); рудную массу с качеством ниже среднеблочного.

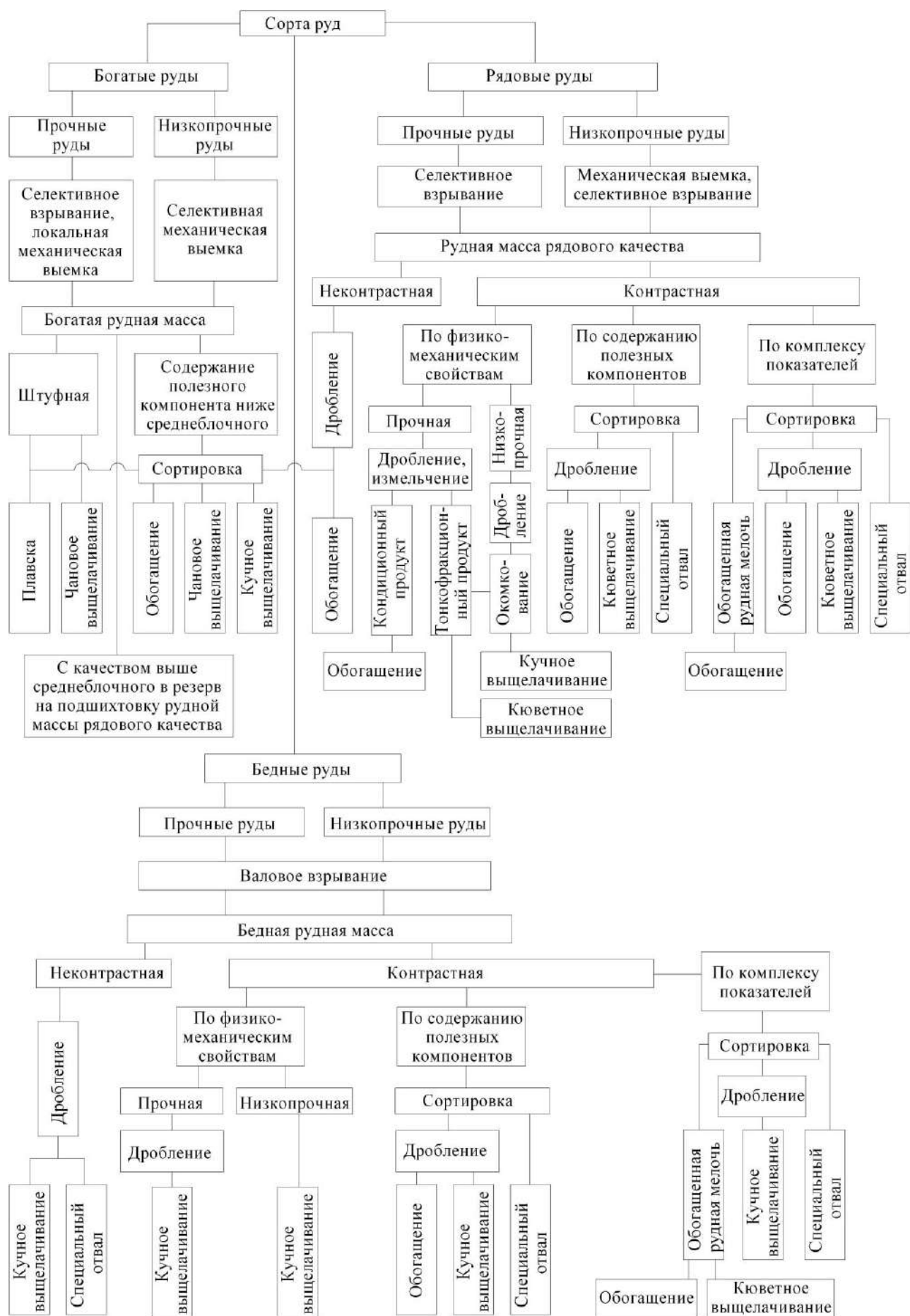


Рисунок 1.9 – Схема технологических комплексов выемки и переработки руд

Штуфную рудную массу, благодаря очень высокому содержанию полезного компонента, в ряде случаев возможно напрямую отправлять на плавку. При менее высоких содержаниях, штуфную рудную массу после дробления и измельчения можно направить на чановое выщелачивание, обеспечивающее высокую скорость процесса извлечения металлов (18...72 часа) и возможность извлечения металла из переизмельченной рудной фракции (с высоким содержанием шламов) с самым большим коэффициентом извлечения металла в сравнении с другими способами выщелачивания. Так при переработке золотосодержащих руд Тарданского рудного узла с применением чанового выщелачивания извлечение золота составило 92 % [232].

В некоторых случаях из богатой руды целесообразно выделять рудную массу с качеством выше среднеблочного в резерв для подшихтовки рядовой руды перед обогащением. Оставшуюся богатую рудную массу с содержанием полезного компонента ниже среднего по блоку перед переработкой необходимо сортировать для выделения из нее породных включений или минерализованной массы. В случае если рудная масса контрастная, может быть получен богатый концентрат, который направляют на плавку. Также продукты сортировки могут быть направлены на обогатительную фабрику, чановое выщелачивание или на подшихтовку рядовой неконтрастной руды. Минерализованная масса после дробления отправляется на кучное выщелачивание, которое позволяет рентабельно перерабатывать некондиционную рудную массу с низким содержанием полезных компонентов, процесс выщелачивания продолжается от 10 до 150 дней, извлечение металла составляет 40...75 %. Величина извлечения металла зависит от содержания полезного компонента в руде и крупности кусков рудной массы. Так исследованиями инфильтрационного режима при моделировании кучного выщелачивания из забалансовой руды карьера Мурунтау установлено, что за 45 дней из руды класса крупности - 1,6 мм при исходном содержании золота 1,6 и 1,1 г/т извлекалось соответственно 65 и 50 % золота [218]. Извлечение металла при выщелачивании из рудной массы забойной крупности с содержанием золота 0,8 г/т за 37,5 суток в среднем составило 40 %, при этом извлечение из фракций рудной массы крупностью -10 мм, +10-20 мм, +20-50 мм, +50-100 мм и +100-200 мм, соответственно составляло 60, 40, 40, 30 и 25 % [218]. При переработке золотосодержащих руд Тарданского рудного узла с применением кучного выщелачивания было выявлено, что извлечение золота в раствор при дроблении руды до крупности -10 мм составляет 50 %, а до крупности -5 мм – 59 % [232].

Рудная масса рядового качества может подразделяться на контрастную и неконтрастную (рисунок 1.9). Неконтрастная рудная масса без дополнительных процедур подготовки отправляется на обогатительную фабрику с использованием стандартных процессов (флотационного и гравитационного обогащения). Контрастная рудная масса в зависимости от показателей изменчивости может быть систематизирована по физико-механическим свойствам, по содержанию полезных компонентов и по комплексу показателей. Рудная масса контрастная по физико-механическим свойствам (прочности, шламируемости) может подразделяться на прочную и низкопрочную. Прочная составляющая требует дополнительного дробления и измельчения, с получением кондиционного по крупности выходного материала и сопутствующего ему некондиционного тонкофракционного материала. Первый из них направляется на переработку по традиционной схеме обогащения, а второй подвергается окомкованию и направляется на кучное выщелачивание, либо напрямую (без окомкования) на кюветное выщелачивание. Кюветное выщелачивание обеспечивает промежуточные показатели в сравнении с чановым и кучным выщелачиванием - извлечение металла составляет 60-80 %, а процесс длится 5-15 суток.

При переработке рядовой рудной массы контрастной по содержанию полезных компонентов производится сортировка [238] с выделением черного концентрата, после дробления направляемого на обогащение, либо - на кюветное выщелачивание. Рудная масса с содержанием ниже установленного уровня отправляется на специальный отвал для временного хранения с протеканием естественных процессов, преобразующих прочностные и качественные параметры (окисление сульфидных минералов, разупрочнение высокопрочных рудных минералов и минералов-концентратов благородных металлов и др.) вследствие воздействия на нее природно-климатических факторов (агентов). Рудная масса рядового качества контрастная по комплексу показателей отправляется на сортировку, в процессе которой отделяется обогащенная полезным компонентом рудная мелочь, кондиционные и некондиционные крупные фракции рудной массы. Обогащенная рудная мелочь отправляется на обогатительную фабрику, крупные фракции рудной массы после дробления также могут быть переработаны на обогатительной фабрике, либо с применением кюветного выщелачивания. Крупные фракции рудной массы с заведомо низким содержанием транспортируются в специальный отвал.

Бедная рудная масса рядового качества может подразделяться на контрастную и неконтрастную (рисунок 1.9). Кондиционная (для выщелачивания) неконтрастная рудная масса после дробления подвергается кучному выщелачиванию, причем с увеличением степени дробления растет извлечение металла. Необходимо отметить, что существует рациональная степень дробления рудной массы, обусловленная содержанием в ней металла, поскольку наступает предел, при котором рост извлечения металла при уменьшении крупности выщелачиваемого материала не компенсирует дополнительных затрат на измельчение руды. Так, например, для карьера Мурунтау, согласно исследованию [218], при содержании золота 1,1 г/т рациональной крупностью является руда класса - 3,25 мм, при содержании 0,8 г/т – класса -5 мм, при содержании 0,53 г/т – класса -10 мм. Упорная неконтрастная рудная масса отправляется на специальный отвал для временного хранения и подготовки к последующей переработке за счет протекания естественных процессов. Бедная рудная масса контрастная по физико-механическим свойствам может подразделяться на прочную и низкопрочную, оба типа рудной массы перерабатываются с применением кучного выщелачивания, при этом прочная рудная масса предварительно подвергается дроблению. При переработке бедной рудной массы контрастной по содержанию полезных компонентов производится сортировка с выделением после дробления черного концентрата, направляемого на обогащение, либо - на кучное выщелачивание. Некондиционная рудная масса отправляется в специальный отвал. Бедная рудная масса, контрастная по комплексу показателей, направляется на сортировку для отделения обогащенной полезным компонентом рудной мелочи, металл из которой будет извлечен на обогатительной фабрике, либо кюветным выщелачиванием. Крупные фракции рудной массы, кондиционной для выщелачивания, после дробления отправляются на кучное выщелачивание, а упорная рудная масса – в специальный отвал. Выделяемые в ходе сортировки породные включения, отправляются в отвал вскрышных пород.

Таким образом, дифференцированная переработка с выделением богатой, рядовой и бедной рудной массы позволит повысить извлечение металла за счет использования соответствующих особенностям руд технологий. Применение различных схем выщелачивания для переработки рудной массы с относительно невысокими содержаниями полезных компонентов, обеспечит рост их извлечения также за счет соответствия параметров и режимов переработки особенностям их вещественного состава, структуры и текстуры. Предлагаемый комплекс мероприятий позволит снизить энергоемкость процес-

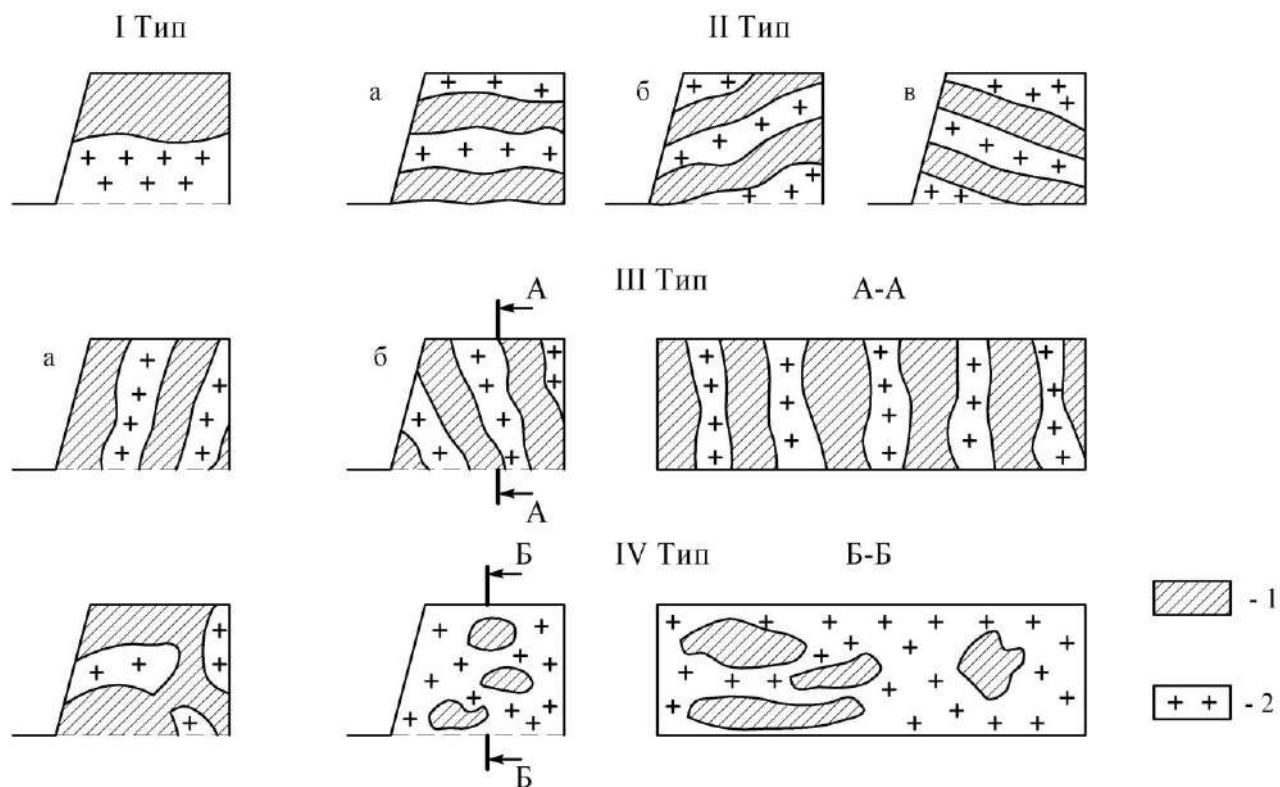
сов подготовки руды к переработке, повысить извлечение полезных компонентов и уменьшить стоимость извлечения металла, что в свою очередь создаст возможность широко вовлекать в переработку бедную рудную массу. Выделение части богатой рудной массы качеством выше среднеблочного в резерв для последующей подшихтовки рудной массы рядового качества, обеспечит возможность повышения суммарного извлечения из нее металла за счет работы обогатительного оборудования в наиболее рациональном режиме.

1.3. Совершенствование методов оценки сложности оруденения с позиций внутрисортовой селекции

Исчерпание запасов высококачественных руд обуславливает необходимость вовлечения в эксплуатацию месторождений с рудами сложного вещественного состава и широким спектром их геолого-технологических типо-сортов. В связи с этим еще большую актуальность приобретает проблема повышения полноты и качества извлечения добываемых руд, а соответственно – развития исследований морфолого-структурных особенностей оруденения и его трансформации при подготовке к выемке и собственно выемке. Во многих случаях по физическим свойствам и минеральному составу руды месторождений незначительно отличаются от вмещающих пород, в связи с чем, границы выемочных единиц определяются на основе данных опробования забоев и скважин. Содержание полезных компонентов в рудах штокверковых месторождений от зон с его максимальными значениями к слабоминерализованным породам понижается в основном постепенно, с переходными зонами. В тоже время может не быть визуально наблюдаемых границ между рудами различных типов и сортов и даже с пустыми породами.

Вопросами оценки структуры оруденения и выделения выемочных единиц с целью обеспечения качественной селективной разработки сложноструктурных массивов в разное время занимались В.В. Ржевский, К.Н. Трубецкой, Б.П. Юматов, А.И. Арсентьев, М.И. Агошков, В.С. Хохряков, С.С. Резниченко, В.Н. Сытенков, Б.Н. Байков, Г.Г. Ломоносов, М.И. Буянов, В.П. Смирнов, Б.П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев, Е.Р. Оснеговский, П.П. Бастан, В.В. Шарин, Б.Р. Ракишев и другие ученые [56]. Степень сложности забоя определяется числом рудных и породных прослоев, их мощностью и углом падения, а также

количеством сортов рудной массы, требующих отдельной выемки [26, 65]. Сложные рудные забой (блоки) условно подразделяются на четыре типа [26], забой первого типа содержит одно рудное включение с заметной границей между рудой и породой, при этом рудное тело имеет пологое или наклонное залегание (рисунок 1.10).



1 – руда; 2 - порода

Рисунок 1.10 – Типы сложных рудных забоев согласно [26]

Забой второго типа состоит из двух и более рудных прослоев пологого и наклонного залегания, забой третьего типа включает несколько рудных прослоев крутопадающего залегания. Четвертый тип забоя содержит рудные тела в форме гнезд и линз.

У д.т.н. В.Н. Сытенкова в качестве выемочной единицы понимается горнотехнический объект, которым может быть уступ, блок, камера, панель, участок, включающий относительно однородный по геологическим условиям инженерно-геологический элемент, разрабатываемый одной системой [213]. Для данного элемента с достаточной достоверностью определены запасы и возможен корректный учет извлечения минерального сырья. Инженерно-геологический элемент представлен одной горной породой одно-

родной по характеристикам, которые принимаются с учетом требований проектирования процессов выемки и первичной переработки минерального сырья.

В монографии [288] под выемочным блоком понимается оконтуренный эксплуатационно-геологический объект добычных работ, при этом формирование простых или сложных выемочных блоков ведется с учетом сложности строения рудного тела.

Простой выемочный блок имеет однородное строение, а сложный – включает в себя пустые породы и некондиционные руды. Сложность строения выемочных блоков может оцениваться различными показателями, например, коэффициентом развития контактных зон для оценки сложности рудных тел [274]:

$$\gamma = V_p / S_k, \quad (1.1)$$

где V_p – объем рудного тела;

S_k – площадь его поверхности.

Профессор Г.Г. Ломоносов [106] в качестве критерия сложности использует показатель:

$$\lambda = V_{n.k} / V_{об}, \quad (1.2)$$

где $V_{n.k}$ – часть объема залежи в приконтактной зоне, отрабатываемая с примешиванием боковых пород,

$V_{об}$ – общий объем залежи.

В работе [133] коэффициент сложности строения принят равным отношению средневзвешенного объема однородной горной массы, которую нужно вынимать отдельно, к объему всей залежи.

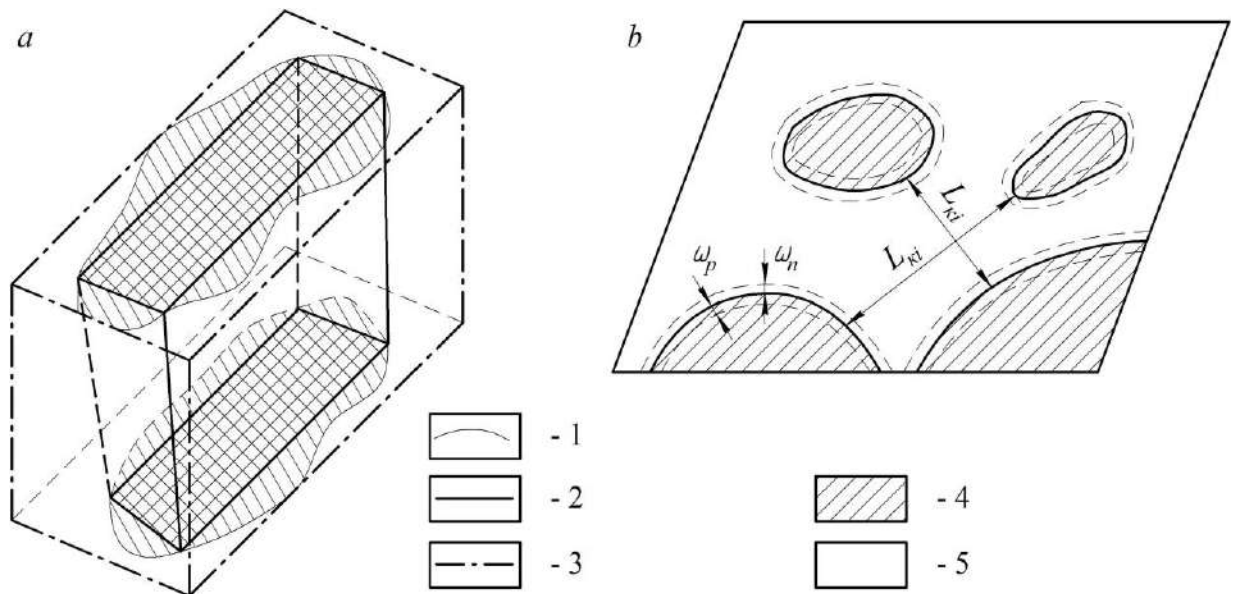
В монографии [288] сложность структуры рудных блоков предлагается оценивать коэффициентов изменчивости рудного тела

$$k_{u.p} = \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{V_{p.я}}{V_{p.б}} \right), \quad (1.3)$$

где $V_{p.я}$ – объем геометрически правильного «рудного ядра»;

$V_{p.б}$ – объем «условного рудного блока»;

n – количество «рудных ядер», выделяемых в контуре рудного тела (рисунок 1.11а).



а – выделение «рудного ядра» в условном блоке (1 – контур рудного тела; 2 – контур «рудного ядра»; 3 – контур рудно-породного блока); б – выделение рудных и породных зон смешивания при выемке (4 – руда; 5 – порода)

Рисунок 1.11 – Схемы к оценке сложности строения залежи согласно [288]

В работе [288] с помощью коэффициента сложности морфологического строения эксплуатационных блоков предлагается оценивать их качественную характеристику:

$$\varphi = \sum_{i=1}^{i=p} \varphi_i / n, \quad (1.4)$$

где φ_i – показатель сложности i -го геологического разреза эксплуатационного блока в пределах обрабатываемого уступа;

n – число геологических разрезов.

Показатель сложности определяется по зависимости:

$$\varphi_i = L_{ki} / S_i, \quad (1.5)$$

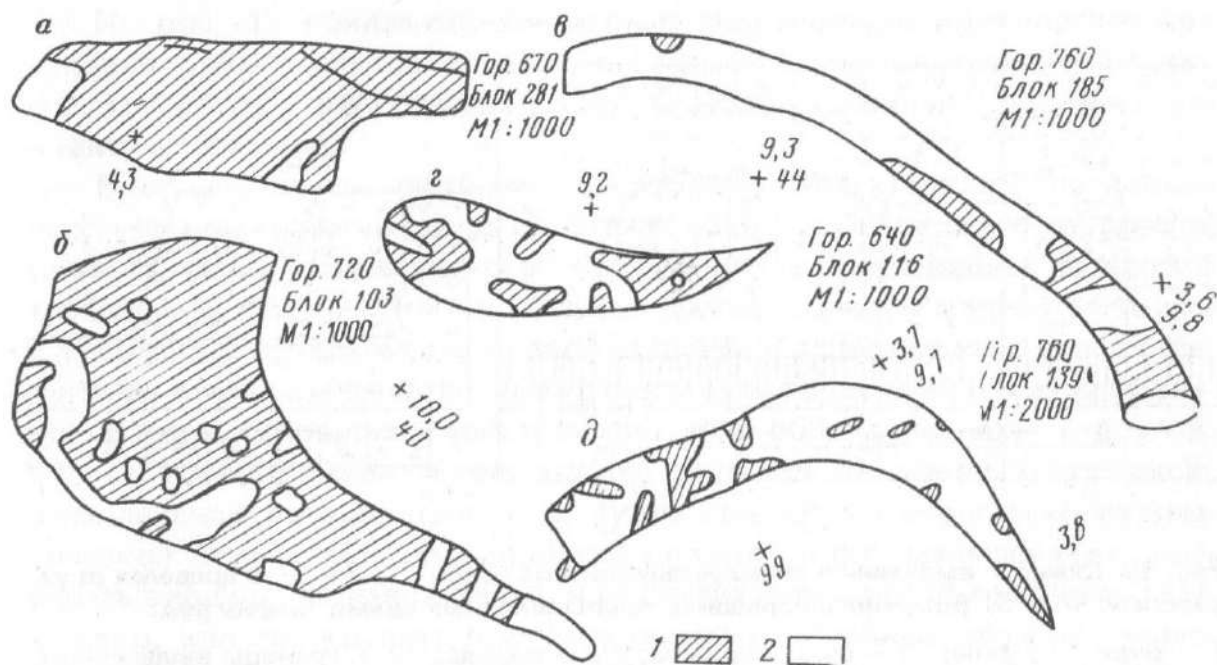
где L_{ki} – суммарная длина контактов рудных тел с вмещающими породами в пределах

i -го геологического разреза;

S_i – площадь i -го геологического разреза (рисунок 1.11б).

На рисунке 1.11б обозначены переходные зоны: ω_p – зона приконтактного смешивания (разубоживания); ω_n – зона прихвата приконтурных пород.

На основе коэффициента сложности морфологического строения составлена классификация эксплуатационных блоков по пяти категориям [288]. Первая категория – сложность блока незначительная или ниже средней сложности, конфигурация блока простая, основной объем блока – рудный, объем породных включений и протяженность их контактов незначительны (рисунок 1.12а).



1 – руда; 2 – порода

Рисунок 1.12 – Типичные планы эксплуатационных блоков согласно [288]

Вторая категория – средней сложности, рудная масса преобладает в блоке, имеются полосы и мелкие пятна породы, с различной не очень сложной конфигурацией контактов (рисунок 1.12б). Третья категория – сложные блоки, имеют примерно равное соотношение руды и породы, руда рассредоточена по всей площади блока отдельными относительно крупными пятнами с различной формой контактов (рисунок 1.12в). Четвертая категория – весьма сложные блоки с частой сменой рудных и породных пятен с

преобладанием породы, контакты имеют различную форму в основном сложную (рисунок 1.12г). Пятая категория – в высшей степени сложные, в блоках имеются отдельные мелкие рудные пятна со сложными криволинейными контактами в общей безрудной массе (рисунок 1.12д).

На основе анализа предыдущих исследований и собственных наработок диссертантом предлагается систематизация оруденения как объекта выемки [258, 259]:

1. Типы. Критерий выделения – по условиям залегания: пологие; наклонные; крутонаклонные; крутые.

2. Классы. Критерий выделения – ориентированность внутренних включений: параллельно внешнему контуру; ортогонально внешнему контуру; под углом к внешнему контуру; внутренние зоны изометричные.

3. Подклассы. По степени однородности извлекаемого полезного ископаемого: с параметрами технологически однородных зон, размер которых сопоставим с размерами выемочного блока; горизонтальная внутриблочная неоднородность не требующая специальных приемов селекции (с разделением блока на два выемочных элемента) без прерывания основных технологических процессов, но имеющая потенциал к последующей сортировке; выделение слоев по вертикали (с делением уступа на подступы); селекция на уровне собственно выемочного элемента (ковша, стружки, глубины фрезерования).

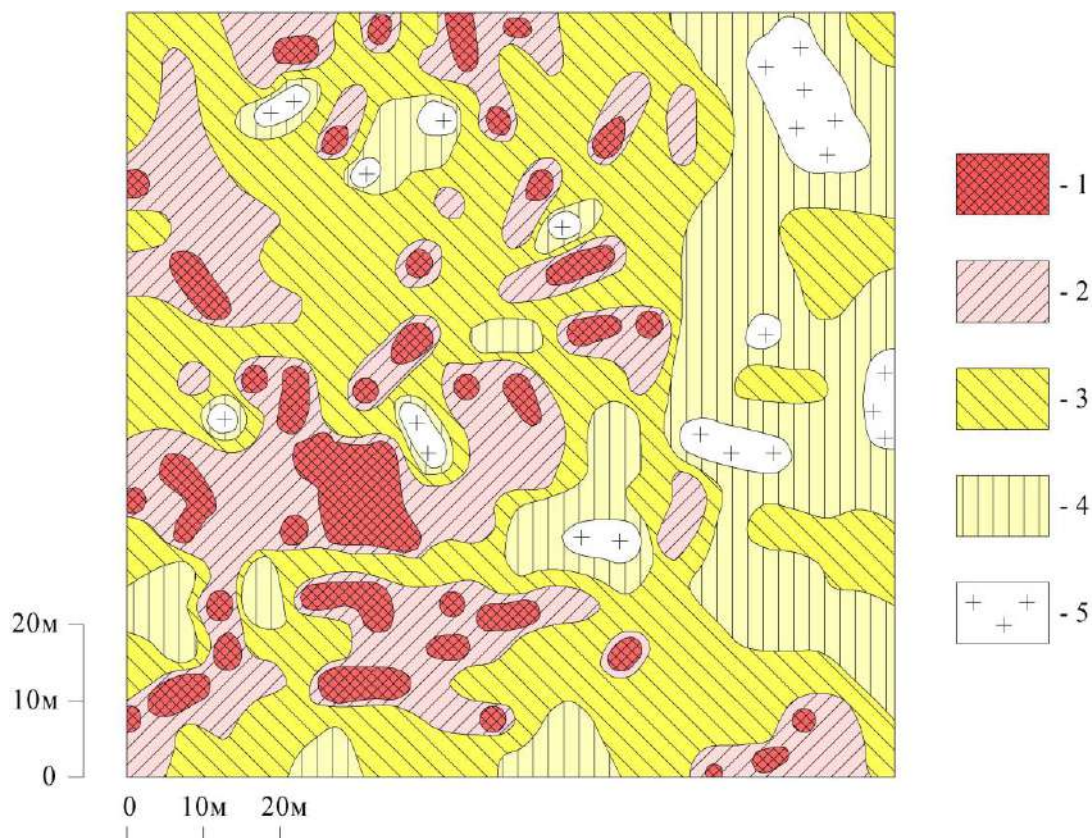
4. Виды. По характеру и размеру вкрапленности, минеральному составу, формам нахождения полезных компонентов. По характеру и форме контактов рудных тел с вмещающими породами: четкие; размытые (с отсутствием четких границ между рудой и породой в связи с постепенным снижением содержания полезного компонента). По способу идентификации контактов: визуализируемые; определяемые по результатам опробования. По содержанию полезного компонента в руде: богатые; рядовые; бедные; особо бедные (некондиционные).

Поскольку тела полезных ископаемых являются объектами горного производства, то морфология и условия их залегания существенным образом влияют на выбор способа вскрытия и разработки, использования тех или иных технологических схем добычи и переработки, полноту извлечения полезного ископаемого из недр. Для месторождений твердых полезных ископаемых выделяют изометричные (штоки, штокверки и гнезда), уплощенные (пласты и жилы) и вытянутые в одном направлении (кимберлитовые трубки) морфологические типы залежей, тела в виде линз являются переходными по форме

от изометричных к плитообразным. Наиболее важными по промышленной значимости и сложными по структуре являются месторождения штокверкового типа [180]. В процессе проведения опережающей эксплуатационной разведки месторождений появляется новая информация о количестве, качестве и местоположении отдельных рудных включений внутри контуров крупных зон оруденения, которые на стадии перспективного планирования рассматривались как однородные по качеству объекты разработки. Внутри блока могут чередоваться не только руда и пустые породы, но и в рудных телах выделяться руды различных типов и сортов. Так применительно к условиям Сорского медно-молибденового месторождения с учетом данных эксплуатационной разведки ранее отработанных блоков, оптимального содержания Mo равного 0,105 % и применением предложенного критерия оценки эффективности автором определены рациональные диапазоны содержаний Mo для сортов руд: богатые – более 0,13 %; рядовые – 0,09...0,13 %; бедные – 0,055...0,090 %; особо бедные – 0,034...0,055 % (из особо бедной руды может быть выделена обогащенная полезным компонентом кондиционная фракция); временно некондиционная руда (минерализованные вмещающие породы) – менее 0,034 %. Автором обработаны данные эксплуатационной разведки нескольких участков и горизонтов месторождения, на рисунке 1.14 представлен сортовой план основного оруденения участка «Южный» Сорского месторождения, а в таблице 1.2 приведены результаты расчетов удельного посортного объема руд и содержания в них металла по выемочным блокам участка.

Учитывая, что неоднородность руды существенно влияет на показатели ее переработки, необходимо оценивать и сложность внутреннего строения «рудного ядра», так в 31 % объема руд (рисунок 1.13) содержится около 50 % запасов металла. При формировании выемочных блоков по горизонтам важно учитывать требования к отдельным сортам руд, границы естественного оруденения, возможность отдельной выемки разнокачественных руд по простиранию рудного тела с применением горизонтальной или вертикальной селекции после производства рыхления.

Поскольку в сложноструктурном рудном блоке отдельные включения богатых руд значительно отличаются друг от друга по объему, морфологии и содержанию металла, то очевидно, что не всегда может быть экономически целесообразным селективное извлечение всех богатых включений в связи с дополнительными затратами.



1 – богатая руда; 2 – рядовая руда; 3 – бедная руда; 4 – особо бедная руда; 5 – минерализованные вмещающие породы

Рисунок 1.13 – Сортовой план горизонта 700 участка «Южный» Сорского медно-молибденового месторождения:

Таблица 1.2 – Удельный посортной объем руд и содержание в них металла участка «Южный» Сорского месторождения

Сорт руды	Площадь рудных включений по сортам		Среднее содержание металла, %	Доля металла, %
	м ²	%		
Богатая	817	8,2	0,191	18,8
Рядовая	2279	22,8	0,111	30,4
Бедная	4218	42,2	0,074	37,4
Особо бедная	2183	21,8	0,045	11,8
Временно некондиционная руда	503	5,0	0,027	1,6
Итого	10000	100,0	0,083	100

Принятие решение о целесообразности селективного извлечения конкретного богатого включения может быть основано на условии:

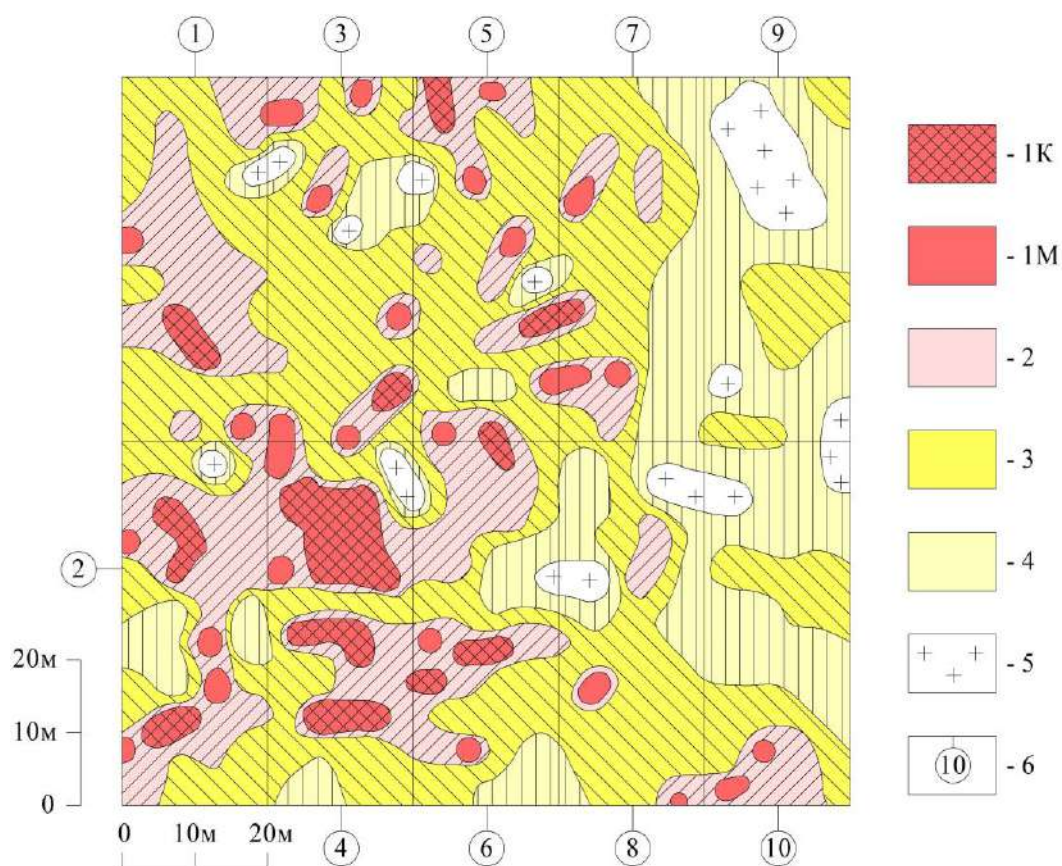
$$\Delta Z_{Д}^{вкл} + \Delta Z_{П}^{вкл} \geq \Delta C^{вкл}, \quad (1.6)$$

где $\Delta Z_{Д}^{вкл}$, $\Delta Z_{П}^{вкл}$ - дополнительные затраты на извлечение и переработку руды богатого включения по специальной технологии обогащения;

$\Delta Ц^{вкл}$ - дополнительно извлекаемая ценность металла, полученного из руды богатого включения, в сравнении с традиционной технологией обогащения.

В результате богатые включения можно разделить на *крупные* – внутрисортное селективное извлечение которых, с целью последующей переработки по специальной технологии оправдано, и *малообъемные* – применение для которых данной технологической схемы экономически не целесообразно.

На рисунке 1.14 представлен сортовой план горизонта 700 участка «Южный» Сорского медно-молибденового месторождения с разделением на 10 выемочных блоков, а также выделением на них крупных и малообъемных богатых включений.



1К – крупные богатые включения; 1М – малообъемные богатые включения; 2 – рядовая руда; 3 – бедная руда; 4 – особо бедная руда; 5 – минерализованные вмещающие породы; 6 – номера выемочных блоков

Рисунок 1.14 – Сортовой план горизонта 700 участка «Южный» Сорского медно-молибденового месторождения

На крупные богатые включения приходится 63,5 % богатой руды, в которой содержится 68,3 % металла богатых включений, со средним содержанием Mo – 0,205 %, а на малообъемные богатые включения соответственно 36,5 % богатой руды со средним содержанием – 0,166 %.

Проф. Юматовым Б.П. предложено оценивать сложность оруденения соотношением суммарной длины контактов «руда-порода» и площади рудных включений [288]. Развивая данный подход, диссертантом предлагается сложность внутренней структуры рудных включений оценивать с применением системы показателей:

$$\left\{ \begin{array}{l} K_B = \sum_{i=1}^N S_{iBK} / S_{\delta l}; \\ \psi_B = \sum_{i=1}^N L_{iBK} / \sum_{i=1}^N S_{iBK}; \\ \psi_{p-\delta} = \frac{\sum L_{BM-p} + \sum L_{p-\delta} + \sum L_{\delta-o} + \sum L_{o-n}}{S_{\delta l} (1 - K_B)} \end{array} \right. \quad (1.7)$$

где K_B - коэффициент, учитывающий площадь крупных богатых включений в общей площади эксплуатационного блока;

ψ_B - показатель сложности оруденения эксплуатационного блока с позиций селективной выемки крупных богатых включений;

$\psi_{p-\delta}$ - показатель сложности оруденения эксплуатационного блока с позиций селективной выемки после опережающего извлечения из него крупных богатых включений;

S_{iBK} - площадь крупных богатых включений, м²;

N - количество крупных богатых включений;

$S_{\delta l}$ - площадь эксплуатационного блока;

L_{iBK} - длина контактов крупных богатых включений, м;

$\sum L_{BM-p}, \sum L_{p-\delta}, \sum L_{\delta-o}, \sum L_{o-n}$ - суммарные длины контактов в эксплуатационном блоке соответственно малообъемных богатых включений и рядовых руд, рядовых и бедных руд, бедных и особо бедных руд, особо бедных руд и пустых (минерализованных вмещающих) пород.

Результаты расчетов коэффициентов, оценивающих сложность внутренней структуры оруденения, а также площади рудных включений по сортам для рассматриваемых выемочных блоков Сорского месторождения (рисунок 1.14) представлены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Параметрическая оценка структуры выемочных блоков Сорского месторождения с позиций последующей селективной выемки

№ блока	Площадь рудных включений по сортам, м ²						K_B	ψ_B , м ⁻¹	ψ_{p-b} , м ⁻¹
	$S_{БК}$	$S_{БМ}$	S_p	$S_{б}$	S_o	S_n			
1	41	21	458	452	17	11	0,041	0,634	0,222
2	79	37	419	307	145	12	0,079	0,671	0,259
3	20	65	160	622	100	32	0,020	0,941	0,247
4	265	33	272	342	57	24	0,265	0,434	0,247
5	52	46	259	548	71	24	0,052	0,903	0,298
6	52	20	353	381	177	17	0,052	0,923	0,221
7	10	39	158	494	298	-	0,010	0,887	0,206
8	-	18	86	534	289	74	-	-	0,208
9	-	-	-	223	533	252	-	-	0,146
10	-	20	114	315	496	57	-	-	0,170

в таблице $S_{БК}$, $S_{БМ}$, S_p , $S_{б}$, S_o , S_n - суммарная площадь соответственно, крупных и малообъемных богатых включений, рядовых, бедных, особо бедных руд и минерализованных вмещающих пород.

Для рассчитанных выемочных блоков с учетом показателя ψ_B можно принять следующую градацию сложности оруденения с позиций селективной выемки крупных богатых включений: до 0,50 – малая сложность (выемочный блок 4); от 0,50 до 0,75 – средняя сложность (выемочные блоки 1, 2); более 0,75 – высокая сложность (выемочные блоки 3, 5, 6, 7). Для рассчитанных выемочных блоков с учетом показателя ψ_{p-b} можно принять следующую градацию сложности оруденения для последующей выемки: до 0,200 – малая сложность (выемочные блоки 9, 10); от 0,200 до 0,250 – средняя сложность (выемочные блоки 1, 3, 4, 6, 7, 8); более 0,250 – высокая сложность (выемочные блоки 2, 5). На основании величин показателей K_B , ψ_B и ψ_{p-b} подбирается оборудование для осуществления опережающей выемки крупных богатых включений (гидравлический одноковшовый экскаватор с оборудованием типа «обратная лопата», либо со сменным оборудованием в виде гидравлического грейфера, одноковшовый погрузчик небольших типоразмеров и др.), а также уточняется величина пересортицы руд и производительность основного выемочного оборудования для блоков разной сложности строения при

селективной выемке руд. При ведении селективной выемки производительность экскаватора снижается тем сильнее, чем выше сложность строения забоя, так при селективной выемке руды и породы производительность уменьшается на 15 %, при выемке трех разновидностей руд и пород – на 20 %, при выемке четырех и более разновидностей – на 25 % [9]. Таким образом, для блока с малой сложностью оруднения с позиции осуществления выемки можно принять коэффициент, учитывающий снижение производительности выемочной машины, равный 0,83-0,88, для блока средней сложности – 0,78-0,83, а для блока высокой сложности – 0,73-0,78. Дезинтеграция крупных богатых включений ведется посредством взрывного рыхления по сгущенной сети скважин или посредством разупрочнения физико-химическими способами также с использованием сгущенной сети скважин (более подробно технология разработки сложноструктурных рудных блоков представлена в разделе 3.4 данной работы). Применительно к рассматриваемому участку Сорского месторождения селективную выемку разрыхленной руды крупных богатых включений, имеющих длину в плане более 6-8 м, целесообразно вести с применением гидравлического экскаватора с рабочим оборудованием типа «обратная лопата» с емкостью ковша 1,5-2,0 м³. Для селективной выемки руд богатых включений с размерами в плане до 3...7 м на этот же экскаватор в качестве сменного оборудования устанавливается гидравлический грейферный ковш вместимостью 1,0-1,25 м³. Селективную выемку малообъемных богатых включений, рядовых, бедных и особо бедных руд, а также включений пустых пород целесообразно вести экскаватором с вместимостью ковша 5-10 м³.

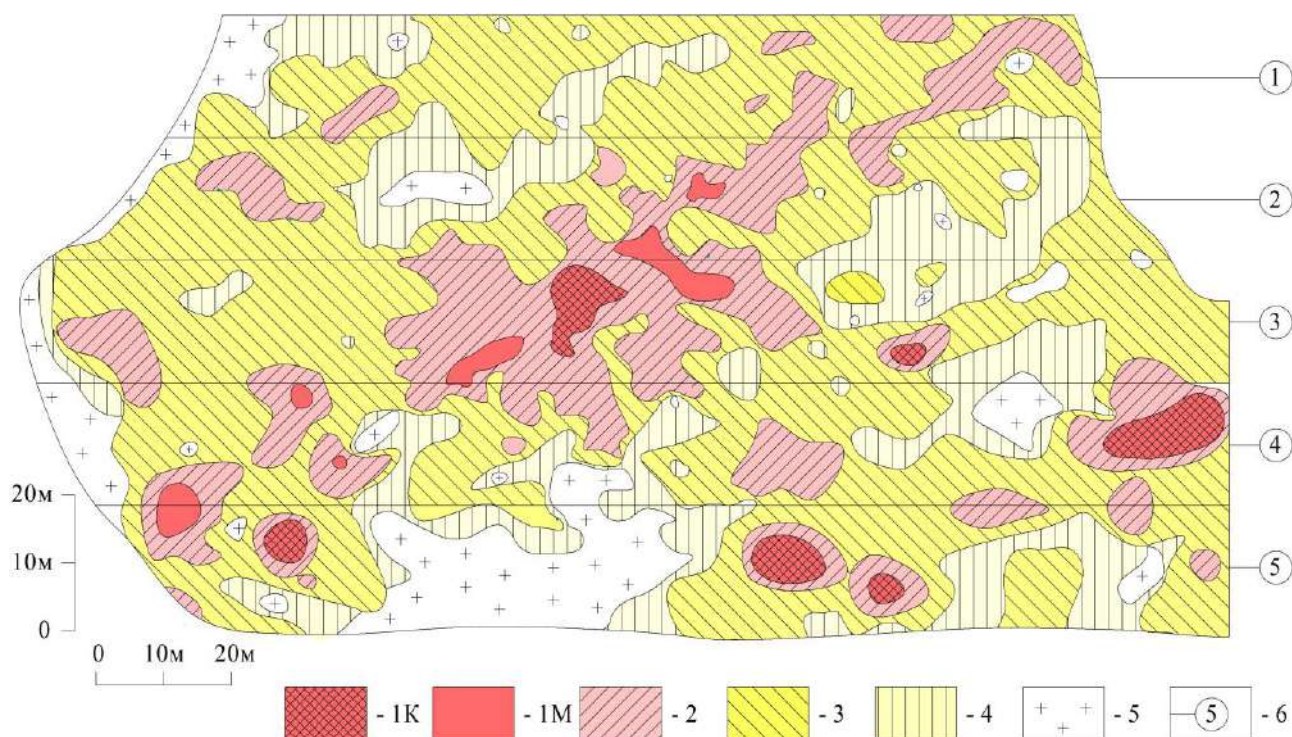
Еще большую изменчивость по содержанию полезного компонента имеют месторождения благородных металлов. Согласно данным [21] в рудных месторождениях золота 25-30 % объема руды содержат до 70 % металла; золотоносные россыпи в 20-40 % объема содержат 60-90 % металла; рудные урановые месторождения в 20-30 % объема содержат более 90 % урана.

На основании данных эксплуатационной разведки автором составлены сортовые планы ранее отработанных участков ряда золоторудных месторождений Забайкальского края, Магаданской области и Хабаровского края. На рисунке 1.15 представлен сортовой план горизонта 620 участка Северного блока золоторудного месторождения Биркачан (Магаданская область) а в таблице 1.4 приведены результаты расчетов удельного посортного объема руд и содержания в них металла по выемочным блокам горизонта 620.

Таблица 1.4 – Удельный посортный объем руд и содержание в них металла по пяти выемочным блокам горизонта 620 месторождения Биркачан

Сорт руды	Площадь рудных включений по сортам		Среднее содержание металла, у.е.	Доля металла, %
	м ²	%		
Богатая	490	3,5	10,40	21,6
Рядовая	2757	19,6	3,10	36,2
Бедная	7018	49,8	1,24	36,7
Особо бедная	2569	18,2	0,51	5,5
Включения пустых пород	1250	8,9	-	-
Итого	14085	100,0	1,84	100,0

В полученном сортовом плане (рисунок 1.15) на долю богатых и рядовых руд приходится 23,1 %, при этом в них содержится 57,8 % металла блока, в том числе, на 3,5 % богатых руд приходится 21,6 % металла.



Диапазоны содержания Au, у.е.: 1К – крупные богатые включения (более 6); 1М – малообъемные богатые включения (более 6); 2 – рядовая руда (2-6); 3 – бедная руда (0,7-2); 4 – особо бедная руда (0,3-0,7); 5 – включения пустых пород (менее 0,3); 6 – номера выемочных блоков

Рисунок 1.15 – Сортовой план горизонта 620 Северного блока золоторудного месторождения Биркачан

На крупные богатые включения приходится 64,1 % богатой руды, в которой содержится 74,9 % металла богатых включений, со средним содержанием Au – 12,15 у.е., а на малообъемные богатые включения соответственно 35,9 % богатой руды со средним содержанием – 7,12 у.е.

Результаты расчетов коэффициентов, оценивающих сложность внутренней структуры оруденения, а также площади рудных включений по сортам для выемочных блоков участка золоторудного месторождения Биркачан представлены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Параметрическая оценка структуры выемочных блоков месторождения Биркачан с позиций последующей селективной выемки

№ блока	Площадь рудных включений по сортам, м ²						K_B	ψ_B , м ⁻¹	ψ_{p-b} , м ⁻¹
	$S_{БК}$	$S_{БМ}$	S_p	$S_{б}$	S_o	S_n			
1	-	-	345	1429	417	146	-	-	0,188
2	-	41	491	1386	619	118	-	-	0,201
3	93	81	905	1540	472	72	0,029	0,591	0,242
4	109	30	698	1507	459	276	0,035	0,412	0,262
5	112	24	318	1156	602	638	0,039	0,580	0,228

в таблице $S_{БК}$, $S_{БМ}$, S_p , $S_{б}$, S_o , S_n - суммарная площадь соответственно, крупных и малообъемных богатых включений, рядовых, бедных, особо бедных руд и минерализованных вмещающих пород.

На основе рассчитанного показателя ψ_B блоки 3, 5 можно отнести к средней сложности оруденения для опережающей выемки, блок 4 – к малой сложности. Селективную выемку разрыхленной руды крупных богатых включений, имеющих длину в плане более 5-6 м, целесообразно вести гидравлическим экскаватором с рабочим оборудованием типа «обратная лопата» с емкостью ковша 1,0-1,5 м³. Для селективной выемки руд богатых включений с размерами в плане до 2,5-5,0 м на этот же экскаватор в качестве сменного оборудования устанавливается гидравлический грейферный ковш вместимостью до 1 м³. На основании показателя ψ_{p-b} блок 1 имеет малую сложность оруденения для последующей выемки, блоки 2, 3, 5 – среднюю сложность, а блок 4 – высокую сложность. Селективную выемку малообъемных богатых включений, рядовых, бедных и особо бедных руд, а также включений пустых пород необходимо вести экскаваторами с вместимостью ковша 4-7 м³.

Предложенная автором система показателей учитывает сложность внутренней структуры рудных тел, информация о которой должна использоваться при обосновании рационального варианта развития горных работ, выборе способов добычи, подготовки и обогащения минерального сырья. Управление качеством руды должно вестись, начиная со стадии сопровождающей эксплуатационной разведки, при селективной выемке, транспортировке и складировании, а также в процессе предварительной подготовки к обогащению. При разработке сложноструктурных месторождений для повышения комплексности использования минерального сырья необходимо устанавливать эффективную глубину селекции при выемке с выделением различных сортов руд.

1.4 Анализ применяемых технологических схем и оборудования для селективной выемки при разработке сложноструктурных месторождений

Стратегической задачей развития горной науки является повышение эффективности функционирования горнотехнических систем за счет комплексного использования минеральных ресурсов, под которым понимается не только полное использование всех добываемых георесурсов, но и их извлечение с применением рационального сочетания технологических процессов и оборудования для достижения максимального эффекта [66, 76, 224]. Дифференциация залежи с выделением технологически-однородных зон может вестись не только по содержанию в руде полезных компонентов, но и по физико-механическим свойствам руд, а также их минералогическому составу [10]. Максимальная эффективность разработки будет обеспечиваться при совместимости технических характеристик оборудования и способов его применения с горно-геологическими условиями зоны, обеспечивающей необходимую производительность и уровень разубоживания при приемлемой себестоимости и энергоемкости процессов. В горно-обогатительной промышленности продукция предшествующей стадии производства является исходным минеральным сырьем последующей стадии производства [223, 288, 293]. Так в массиве геологических блоков рудное тело является исходным минеральным объектом для эксплуатационной разведки, оконтуренные выемочные блоки в свою очередь служат исходным объектом для собственно горного производства, обеспечивающего добычу полезного ископаемого. Поэтому проведение эксплуатационной разведки,

включая все соответствующие процессы, предопределяет возможность управления качеством руд при подготовке к выемке, собственно выемке и рудоподготовке.

На разных стадиях горно-обогатительного производства предъявляются различные требования к качеству минерального сырья [222, 293]. Так для полезного ископаемого, находящегося в массиве основными показателями качества, являются содержание полезных и вредных компонентов, физико-химические свойства горных пород, минералогический и петрографический состав. Для взорванной и экскавируемой горной массы – гранулометрический состав, смешивание руды с породой или руд разных типов и сортов. Качество усредненной и подготовленной к переработке рудной массы характеризуется однородностью вещественного состава, вариативностью содержания основного компонента. Таким образом, управление качеством руды должно производиться на разных этапах горного производства: опережающей эксплуатационной разведки путем корректировки контуров подсчетных блоков, выделенных на стадии детальной разведки и разделения их на эксплуатационные блоки, выделения в последних сортовых составляющих при сопровождающей разведке; разделения руд по сортам при селективной выемке, либо управляемого смешивания однотипных руд при выемке в режиме усреднения; при транспортировке и складировании с опробованием рудной массы в автосамосвалах с разделением на типы и/или сорта для последующего отдельного обогащения или объединением путем усреднения в штабелях, при предварительной подготовке к обогащению за счет порционной или покусковой сортировки с удалением некондиционной руды и пустой породы.

Для наиболее сложных по структуре металлорудных месторождений штокверкового типа характерны длиннопериодные колебания содержания основного полезного компонента в добываемой руде, что необходимо учитывать при анализе режима горных работ, обосновании оптимального варианта их развития и определении показателей полноты и качества выемки руд [288]. В связи с чем, с позиций обеспечения эффективного управления качеством руды (на уровне оперативного планирования) должно быть установлено рациональное перемещение заходов выемочной техники, при котором достигаются минимальные значения коэффициента вариации, размаха колебаний и среднеквадратичных отклонений.

В зависимости от сложности структуры месторождения и применяемых технологий добычи селективная выемка может быть: одноуровневая – для отделения полезного

ископаемого от пустых пород; многоуровневая – отделение от пустых пород и разделение между собой минерального сырья различных технологических типов для обеспечения эффективной раздельной переработки или технологических сортов (однотипная руда) с целью последующего усреднения по содержанию полезного компонента; комплексная – разделение между собой минерального сырья различных технологических типов, сортов, а также различных полезных ископаемых, с использованием ликвидных фракций пустых пород при комплексном освоении месторождений.

Подготовка сложноструктурных эксплуатационных блоков, сложенных крепкими рудами, к выемке ведется в основном с применением взрывного рыхления [114]. Выемка взорванной рудной массы осуществляется преимущественно одноковшовыми экскаваторами, которые при разработке сложноструктурных забоев осуществляют комбинированную выемку, включающую в различных сочетаниях раздельную выемку, приемы управляемого обрушения, внутризабойную сортировку, а также различные методы вертикальной и горизонтальной экскаваторной выемки [135, 186, 187]. Раздельная (селективная) выемка и погрузка применяются на тех участках забоя, где руды и порода имеют четкие границы. При отсутствии визуально различимых границ между рудой и породой, рудные тела оконтуривают кольщиками, цветными лентами, краской или порошком [67]. В зависимости от сложности забоя раздельная выемка может быть простой или сложной: простая – заключается в селективной выемке типов и сортов рудной массы по длине уступа без сортировки их в вертикальной плоскости; сложная выемка включает комплекс специальных приемов, обеспечивающих сортировку полезного ископаемого по высоте уступа. Для ведения селективной выемки рудной массы из сложных забоев более целесообразно применять гидравлические экскаваторы с поворотным ковшом, которые благодаря возможности ведения черпания по различным траекториям позволяют существенно уменьшить разубоживание и потери полезного ископаемого [9].

Развитие дистанционного и автоматизированного управления горным оборудованием с использованием систем высокоточного позиционирования позволяет существенно повысить эффективность разработки сложноструктурных эксплуатационных блоков. Одноковшовый экскаватор оснащается датчиками и антеннами системы позиционирования, которая позволяет точно определять место установки самого экскаватора, а также положение ковша и точку черпания, данная информация в режиме реального времени накладывается на геологическую модель блока с контуром сменного задания и отобра-

жается в кабине машиниста экскаватора [135]. С учетом данных о месте черпания каждого ковша в автоматическом режиме определяется среднее качество руды, погруженной в конкретный автосамосвал, при этом возможность загрузки автосамосвала определенным типом руды (горной массы) определяется в зависимости от положения экскаватора относительно зон локализации данного типа руды или горной массы, после чего система диспетчеризации определяет место разгрузки автосамосвала. Применение данной технологии управления на Стойленском ГОКе позволило сократить среднеквадратичное отклонение качественных показателей руды на $Fe_{\text{общ}} - 6,39\%$; $Fe_{\text{магн}} - 12,83\%$ [136]. Необходимо отметить, что эксплуатационные блоки месторождений цветных и благородных металлов имеют более сложную структуру и высокую изменчивость в сравнении с железорудными месторождениями, в связи с чем, отклонение фактических контуров сортов руд взорванного блока может существенно отличаться от контуров, полученных при компьютерном моделировании.

В исследовании [238] предлагается усовершенствованная технология селективной выемки руд Тырнаузского вольфрамомолибденового месторождения, которая предполагает наряду с применением системы позиционирования ковша экскаватора использовать оборудование для контроля качества рудной массы в ковше. В случае если в процессе выемки будет установлено, что качество рудной массы в ковше не соответствует установленному заданию на загрузку автосамосвала, то дается команда на разгрузку содержимого ковша в соответствующий штабель без погрузки в автосамосвал, при этом по данным анализа качества рудной массы в ковше автоматически корректируются контуры локализации сортов рудной массы. Таким образом, технология обеспечивает загрузку автосамосвала рудной массой необходимого качества. Недостатком технологии является необходимость частичной переэкскавации горной массы из штабелей в транспортное средство, кроме того, в связи с относительно небольшими объемами включений богатых руд неизбежно отклонение фактических контуров их локализации от расчетных, которое будет вести к существенному снижению их качества из-за перемешивания с рядовыми рудами.

Обеспечить качественную селективную выемку богатых рудных включений в зависимости от конкретных горнотехнических условий возможно: взрыванием эксплуатационного блока с сохранением структуры и последующей выемкой богатых руд оборудованием небольшого типоразмера; опережающей выемкой богатых руд после их ло-

кального взрывного или механического рыхления с применением специального оборудования (гидромолота, фрезы, гидравлического грейфера и т.п.). При преобладании вертикальной зональности в структуре эксплуатационного блока селективную выемку богатой рудной массы целесообразно вести одноковшовым погрузчиком с ковшом ограниченной вместимости.

Для селективной разработки сложноструктурных эксплуатационных блоков, сложенных плотными, полускальными и легко разрабатываемыми скальными породами, все более широко используется оборудование для механического рыхления и выемки. Компактные роторные экскаваторы эффективно разрабатывают плотные горные породы с прочностью на сжатие до 20-30 МПа, применение данных машин позволяет внедрять на карьерах поточные схемы работ [9, 87]. Для безвзрывного рыхления и выемки более прочных пород применяются рыхлители на базе тяжелых и сверхтяжелых бульдозеров; крупные одноковшовые гидравлические экскаваторы, а также рыхлители и гидравлические молоты в виде сменного оборудования на них; одноковшовые экскаваторы с ковшами, оснащенными активными зубьями; карьерные комбайны различных конструкций и другое оборудование [8, 29, 214]. Вышеперечисленные технические средства можно разделить на две группы: машины циклического действия и машины непрерывного действия.

Машины циклического действия представлены тракторами с навесным оборудованием и экскаваторами со сменным или модернизированным оборудованием. Эксплуатация тяжелых и сверхтяжелых бульдозеров-рыхлителей обеспечивает возможность разрушения полускальных и некоторых легко разрабатываемых скальных пород с достаточно высокой производительностью [121]. Диссертантом проведен расчет удельной энергоемкости работ при механическом рыхлении и выемке горных пород с прочностью на сжатие 50-70 МПа машинами циклического и непрерывного действия, а также удельной энерговооруженности данных машин, равной отношению мощности машины (кВт) к ее массе (т) [246, 261], результаты расчетов представлены в таблицах 1.6, 1.7. Бульдозеры-рыхлители применяются при селективной разработке пластовых и пластообразных залежей. К недостаткам технологической схемы с использованием бульдозеров-рыхлителей можно отнести необходимость применения дополнительной техники для погрузки полученной горной массы в транспорт, а также существенное разубоживание полезного ископаемого вмещающими породами при разработке тонких пластов.

Таблица 1.6 – Характеристики машин циклического действия при рыхлении и выемке горных пород с прочностью на сжатие 50-70 МПа

Тип машины	Марка машины	Масса М, т	Мощность N, кВт	Производительность, т/ч	Удельная энергоёмкость работ, кВт·ч/т	Удельная энерговооруженность, кВт/т
Бульдозер-рыхлитель	Caterpillar D8R	40	228	140-170	1,34-1,63	5,70
	Caterpillar D11R	102	634	380-450	1,41-1,67	6,21
Экскаватор с уменьшенным ковшом	Liebherr R-992	142	575	380-430	1,35-1,51	4,05
	Liebherr R-994	214	937	500-650	1,44-1,87	4,38
Экскаватор со сменным рыхлителем	Liebherr R-984	108	501	310-360	1,39-1,62	4,64
Экскаватор с гидромолотом	Hitachi EX 700H	72	324	250-260	1,25-1,30	4,50
Экскаватор с ковшом активного действия	ЭКГ-5В	196	250	190-270	0,93-1,32	1,28

При разработке месторождений штокверкового типа используются преимущественно экскаваторы. Применение на крупных гидравлических экскаваторах специальных уменьшенных ковшей для работы в тяжелых условиях обеспечивает возможность селективной выемки пород из трещиноватых скальных и полускальных массивов [9]. В отличие от электрических карьерных экскаваторов гидравлические машины обладают траекторией движения ковша, позволяющей вести эффективное его наполнение в тонких выемочных слоях, наполнение ковша обеспечивается за счет его горизонтального перемещения, которое можно выполнять на различных уровнях поверхности забоя, максимальное горизонтальное движение обеспечивается на высоте, равной 20-30 % от максимальной высоты черпания [214].

Дополнительно повысить уровень селекции при отработке приконтактных зон «руда-порода» или между рудами различных сортов позволяет применение сменного навесного оборудования одноковшовых экскаваторов в виде рыхлителей, гидромолотов, фрез различных конструкций (рисунок 1.16).



а – рыхлитель (риппер); б – навесная фреза

Рисунок 1.16 – Одноковшовый гидравлический экскаватор типа «обратная лопата», оснащенный сменным оборудованием

Исследования [102] по отработке контактных зон высокоценных руд показали, что их отбойка гидравлическим молотом, установленным на экскаваторе, в сравнении буровзрывной технологией позволяет в 2,5-3 раза снизить уровень эксплуатационных потерь. Имеется тенденция к увеличению массы и мощности сменного оборудования для установки их на все более крупные одноковшовые экскаваторы, поэтому к настоящему времени отдельные образцы такого оборудования вполне могут обеспечивать производительность небольшого горнодобывающего предприятия. Так сверхмощный гидромолот фирмы Krupp марки НМ 4000V с массой 6,9 т и энергией удара 15 кДж, установленный на экскаватор Hitachi EX 700H, при разработке известняков обеспечивает среднюю производительность 250-260 т/ч [141]. Перспективным навесным оборудованием для селективной выемки являются гидравлические рипперы (виброрыхлители), которые соединяют в себе важные технические преимущества рыхлителя и гидравлического молота, в России начато производство гидрорипперов ГК «Интертехника» [84]. Как показала опытная эксплуатация экскаваторов с гидрорипперами, рыхление пород может вестись как с верхней, так и с нижней рабочей площадки, повышение высоты обрабатываемых уступов может быть обеспечено за счет применения удлиненных стрел и рукоятей экскаваторов.

Также вести селективную выемку при безвзрывной разработке массивов прочных горных пород возможно посредством активных ковшей с ударными зубьями [113]. В Институте горного дела Сибирского отделения АН СССР работы по созданию ковшей активного действия велись еще с 1970-х годов, было изготовлено несколько вариантов экспериментальных ковшей для экскаваторов ЭКГ-4,6 и были проведены испытания на карьерах различных горных предприятий, в частности на разработке кварцитов после сотрясательного взрывания массива. Фирмами «Voest Alpine» (Австрия) и «Nidermajer» в конце 80-х годов прошлого века создано и успешно испытано рабочее оборудование с ковшом активного действия для гидравлических экскаваторов массой 60 и 115 т [324, 326]. В России на заводе АО «Уралмаш» по техническому заданию ИГД СО РАН на базе экскаватора ЭКГ-5А, была изготовлена усовершенствованная машина ЭКГ-5В с ковшом активного действия [113]. Результаты эксплуатации экскаваторов ЭКГ-5В в различных горнотехнических условиях показали возможность их работы на породах прочностью на одноосное сжатие до 60 МПа, успешное внедрение экскаваторов ЭКГ-5В в производство позволило приступить созданию более мощной машины ЭКГ-12В, которая спроектирована для работы с породами прочностью на сжатие до 80 МПа [113]. В Институте горного дела им. А.А. Скочинского в качестве технического предложения разработана конструкция ковша активного действия вместимостью 12 м³ для гидравлического экскаватора ЭГ-12А [113]. Опыт эксплуатации и теоретические исследования показали, что экскаваторы с ковшами активного действия обеспечивают эффективную селективную разработку сложноструктурных крутопадающих залежей.

Общими недостатками рассмотренных рыхлительных и выемочно-погрузочных машин циклического действия является относительно невысокая производительность, выход большого количества крупных отдельностей и негабаритов при разборе массива, что не позволяет применять высокопроизводительный конвейерный транспорт для перемещения полученной горной массы без ее предварительного дробления.

Для селективной разработки горизонтальных и пологих сложноструктурных пластов сложенных плотными, полускальными и легко разрабатываемыми скальными породами прочностью на одноосное сжатие до 60-80 МПа используются машины послонного фрезерования (карьерные комбайны и фрезерные машины), которые применяются при разработке месторождений фосфоритов, апатитов, известняков, угля и других полезных ископаемых [162, 278, 279]. Карьерные комбайны обеспечивают рыхление и по-

грузку горной массы в транспортные средства, фрезерными машинами ведется только послойное рыхление массива. При разработке тонких пластов машины послойного фрезерования обеспечивают более высокое качество селективной выемки в сравнении с бульдозерами-рыхлителями. Так при переходе с технологии с использованием бульдозеров-рыхлителей на технологию с применением карьерного комбайна, при выемке двух пластов малой мощности (по 0,35-1,0 м) на Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов (Узбекистан) потери и разубоживание уменьшились с 10 и 22,4 % до 9 и 15 % соответственно, выполненное опробование руды в двух штабелях показало, что руда, добытая по новой технологии, имеет содержание от 19 до 21 % P_2O_5 , тогда как содержание полезного компонента в руде, добытой по традиционной технологии, составляло 13 % [165].

Диссертантом была проведена систематизация конструкций карьерных комбайнов, а также технологических схем их использования [249, 250]. Выпуском карьерных комбайнов занимаются фирмы Wirtgen, MAN Takraf, Krupp и некоторые другие производители. В настоящее время наибольшее распространение получили машины, выпускаемые фирмой Wirtgen (Германия), типоразмерный ряд комбайнов данного производителя имеет ширину фрезы от 1,9 до 4,2 м, максимальную глубину фрезерования от 0,15 до 0,83 м (рисунок 1.17).



Рисунок 1.17 – Комбайн Wirtgen 2500SM ведет погрузку автосамосвала

Рабочий орган комбайнов Wirtgen располагается в центре машины, ранние модели комбайнов (1900SM, 2100SM, 2600SM, 3500SM) предназначались, прежде всего, для

выемки плотных и легко разрабатываемых полускальных пород (уголь, фосфориты, бокситы и др.). По мере расширения области применения безвзрывных технологий были созданы комбайны 2200SM, 2500SM и др., имеющие повышенные энерговооруженность и массу, данные машины эффективно используются при разработке горных пород с прочностью на одноосное сжатие до 60-80М Па и более (таблица 1.7).

Таблица 1.7 – Характеристики машин непрерывного действия при рыхлении и выемке горных пород с прочностью на сжатие 50-70 МПа

Тип машины	Марка машины	Масса М, т	Мощность N, кВт	Производительность, т/ч	Удельная энергоемкость работ, кВт·ч/т	Удельная энерговооруженность, кВт/т
Машины послойного фрезерования	Wirtgen 2100 SM	33	403	100-120	3,36-4,03	11,2
	Wirtgen 2600 SM	45	559	170-210	2,66-3,29	11,6
	Wirtgen 2200 SM	47,7	597	190-230	2,59-3,14	11,7
	Wirtgen 2500 SM	100,5	783	300-350	2,23-2,61	6,90
	MAN Takraf MTS 180	75	500	150-180	2,78-3,33	6,67
	MAN Takraf MTS 250	130	740	250-300	2,46-2,96	5,69
	Vermeer T855	45,8	261	120-150	1,74-2,17	5,70
Стреловые карьерные комбайны	МГГУ-Геофрез КГФ-80	65	225	95-110	2,04-2,36	3,46
	Alpine Westfalia VASM-2D	120	750	270-300	2,50-2,78	6,25

Автором определена приведенная масса комбайнов равная отношению их массы к ширине фрезерного рабочего органа для различных моделей фирмы Wirtgen (рисунок 1.18), приведенная масса комбайна Wirtgen 2500SM более чем в два раза превышает аналогичный показатель более ранних моделей 2100SM и 2600SM.

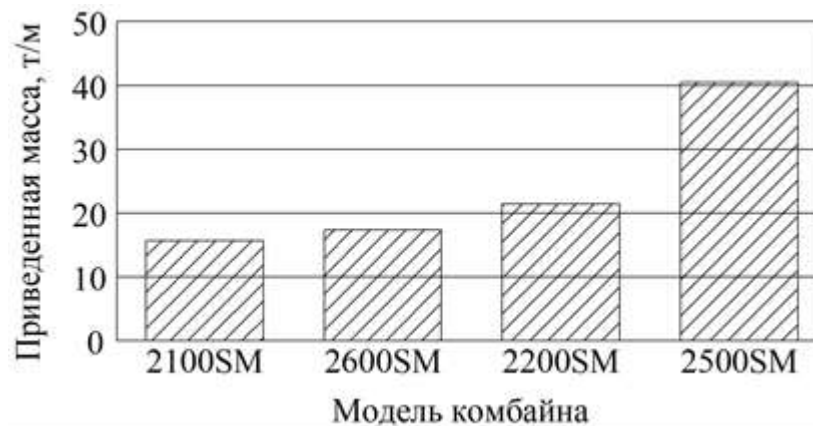


Рисунок 1.18 – Приведенная масса комбайнов фирмы Wirtgen

Компания MAN Takraf выпускает карьерные комбайны для разработки плотных и полускальных горных пород прочностью до 50 МПа, в частности бурых и каменных углей, слабых известняков, фосфоритов и других осадочных пород. В СССР, а затем и в России также велись работы по созданию карьерного комбайна для разработки относительно прочных горных пород. Начиная с 1990 года, НПО «ВНИИстройдормаш» проводило опытно-конструкторские работы по созданию машины послойного фрезерования горных пород МПФ-2,6 с шириной фрезеруемой полосы 2,6 м передним расположением кабины и размещением фрезерного рабочего органа в средней части [214]. В соответствии с разработанной технической документацией машина МПФ-2,6 имеет следующие параметры: мощность двигателя – 625 кВт; максимальная глубина фрезерования – 0,30 м; рабочая скорость – 0-26 м/мин.

Фрезерные машины получили меньшее распространение в сравнении с карьерными комбайнами, данное оборудование выпускается фирмами Vermeer, Tesmec и др. В СССР велись работы по созданию фрезерных машин, так Коростенским заводом дорожных машин в 80-90х годах прошлого столетия на базе трактора Т-130МГ-1 выпускалась фрезерная машина ДП-31АХЛ, предназначенная для разработки мерзлых грунтов, селективного рыхления горных пород и других работ. Данная машина успешно применялась для рыхления выветрелых известняков и тонких прослоев угля с рабочей скоростью передвижения до 200 м/ч и производительностью до 150 м³/ч. Фрезерные машины в сравнении с карьерными комбайнами имеют меньшие габариты и массу, более маневренны, однако требуют применения дополнительного оборудования для погрузки разрыхленной горной массы в средства транспорта.

Для селективной выемки наклонных и крутопадающих залежей применяются стреловые комбайны, которые могут вести отработку массива уступом (рисунок 1.19).



Рисунок 1.19 – Стреловой карьерный комбайн фирмы Voest-Alpine

Применение стреловых комбайнов позволяет легко внедрять транспортные конвейеры в технологическую схему производства, а также работать от внешних источников электроэнергии, что снижает загазованность в зоне ведения выемки [16]. Стреловые комбайны выпускаются фирмами Voest-Alpine, Rahco, DOSCO и другими производителями. В России специалистами Московского государственного горного университета разработана и внедрена конструкция стрелового карьерного комбайна КГФ-80 производительностью 80 м³/ч и крепостью разрабатываемых пород до 100 МПа [28].

Для доработки прибортовых запасов карьеров и разрезов в настоящее время используются комплексы глубокой разработки пластов (КГРП) и агрегаты для выбуривания пластов [161, 303]. Агрегат для выбуривания пластов устанавливается у откоса уступа с обнаженным выходом пласта, при этом рыхление и выемка полезного ископаемого осуществляется на глубину до 100-150 м, комплексы глубокой разработки пластов осуществляют добычу полезного ископаемого путем нарезания выработок прямоугольного сечения в борту разреза на глубину до 300 м [161, 317].

Таким образом, современная выемочная техника в целом может обеспечить ведение качественной селективной выемки небольших по мощности или объему включений высокоценного минерального сырья.

Выводы по главе 1

1. Наблюдается тенденция по снижению качества запасов многих видов минерального сырья, при этом вовлечение в отработку сложноструктурных месторождений без обеспечения необходимой глубины селекции при выемке приводит к значительному разубоживанию и пересортице руд, что отрицательно влияет на показатели обогащения, приводя к увеличению сквозных потерь металлов и интенсивному росту объемов отходов горного производства.

2. Изменение структуры минерально-сырьевой базы происходит не только в количественном, но и в качественном аспекте, что предопределяет необходимость извлечения полезных компонентов по адаптивным технологическим схемам с соответствующими параметрами переработки. Учитывая, что в настоящее время возможно использование различных технологий переработки руд, характеризующихся соответственно и разным уровнем извлечения полезных компонентов, эксплуатационными и капитальными затратами, целесообразно осуществлять оценку эффективности добычи и переработки разнотипно-разносортных руд по альтернативным схемам.

3. Рудные тела и в целом тела полезных ископаемых целесообразно рассматривать не как однородные геологические образования, а как систему пространственно-сопряженных зон продуктивной минерализации, сложность внутренней структуры которых целесообразно оценивать по комплексу с учетом морфолого-структурных и геолого-технологических показателей.

4. Анализ используемых в настоящее время технических средств и технологических решений при выборе вариантов отработки сложноструктурных выемочных блоков, характеризующихся высокой изменчивостью физико-механических и качественных параметров, показал необходимость подготовки к внутрисортовой селективной выемке и, собственно, внутрисортовой селективной выемки относительно крупных богатых включений с учетом их прочностных характеристик.

5. Изучение современного состояния развития технологий разработки сложноструктурных месторождений не выявил достаточного объема исследований по взаимосвязке технологий добычи и переработки минерального сырья с использованием технологических схем, способных адаптироваться к изменяющимся в большом диапазоне качественным и прочностным характеристикам минерального сырья, для обеспечения повышения сквозного извлечения полезных компонентов при приемлемых затратах.

6. Появление в последние десятилетия достаточного широкого спектра оборудования и технологий по добыче и переработке минерального сырья дает возможность совершенствования технологических схем освоения месторождений с применением адаптивных технологий, обеспечивающих повышение эффективности разработки сложно-структурных залежей.

7. Необходимость проведения внутрисортовой селекции требует разработки и обоснования усовершенствованных технико-технологических решений, обеспечивающих качественную опережающую выемку богатых включений, которая должна осуществляться с приемлемой производительностью, что может быть достигнуто за счет предварительного разупрочнения или дезинтеграции данных включений различными способами, включая физико-химические.

2 ОБОСНОВАНИЕ ПРИНЦИПОВ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЫСОКОЙ ВАРИАТИВНОСТЬЮ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

2.1 Пути совершенствования адаптивных технологических схем добычи и переработки минерального сырья при отработке сложноструктурных выемочных блоков

Наиболее важными требованиями при разработке месторождений полезных ископаемых являются: достижение оптимальных технико-экономических показателей; выполнение плановых заданий по добыче полезного ископаемого с соблюдением принятых кондиций; осуществление мер по обеспечению безопасных условий труда работников, охране окружающей среды и рациональному использованию недр [27, 36, 132, 174, 321]. К основным показателям, характеризующим эффективность работы горного предприятия, относят прибыль и уровень рентабельности, фондоотдачу, показатели полноты извлечения запасов минерального сырья, а также производительность труда [5, 300]. Достижение максимального эффекта должно обеспечиваться принятием оптимальных технологических и организационных решений с учетом природно-геологических условий разрабатываемого месторождения [27, 108, 301]. Академиком Агошковым М.И. в качестве критерия эффективности технологии рассматривалась масса прибыли, получаемой в зависимости от полноты извлечения руд из недр, потери полезного ископаемого косвенно учитывались через массу извлекаемой ценности [5].

Критерием выбора способа подготовки к выемке и выемки твердого полезного ископаемого является максимум суммарного ЧДД при использовании комбинации основной и вспомогательной технологий добычи и переработки запасов месторождения, представленных несколькими качественными разновидностями твердых полезных ископаемых, выделенных исходя из обеспечения возможности применения рациональных технологий добычи и переработки с целью максимального сквозного извлечения полезного компонента и его ценности путем сохранения природного качества сырья: для металлорудных и химического сырья – по уровням содержания полезного компонента; для россыпных месторождений – по содержанию полезного компонента, а также форме и крупности золотин.

Дифференциация залежи на технологически-однородные зоны должна вестись не только по содержанию в руде полезных компонентов, но и по физико-механическим свойствам руд (прочности), их контрастности (изменчивости содержаний полезного компонента в малых объемах) и минералогическому составу. Максимальная эффективность разработки будет обеспечиваться при наилучшей совместимости технических характеристик оборудования и способов его применения с природными особенностями зоны, обеспечивающими необходимую производительность и уровень пересортицы и разубоживания при приемлемой себестоимости и энергоемкости процессов, а также особенностей использования формируемых полостей при выемке отдельных участков рудных тел для технологических целей. Также дифференцированно необходимо подходить к переработке добытого минерального сырья для обеспечения наибольшего извлечения металла при приемлемой себестоимости процессов.

В связи с истощением минерально-сырьевой базы в отработку вовлекаются месторождения или их отдельные участки, характеризующиеся сложной структурой, изменяющимся вещественным составом руд и их текстурно-структурными особенностями. Разработка сложноструктурных эксплуатационных блоков без селективной выемки и достаточно качественного усреднения приводит к неравномерности состава рудной массы, поступающей на обогащение, что в свою очередь ведет к недостаточно высокому сквозному извлечению металлов при переработке руд [258, 319]. Для обеспечения высокой эффективности работы горно-обогатительного предприятия должны соблюдаться условия по показателям качества обогащаемых руд, а именно: отдельная добыча по типам и сортам, предварительная сортировка рудной массы с удалением породных включений и некондиционной руды, отдельная переработка технологически несовместимых типов и сортов, обеспечение постоянного содержания в рудном потоке полезных компонентов и вредных примесей [1].

С точки зрения управления минеральными ресурсами, важными факторами являются изменчивость в распределении полезных компонентов в границах рудных тел, в связи с этим добыча может быть рассмотрена как управление двумя взаимосвязанными процессами: последовательностью извлечения руд из недр и отделение их составляющих с требуемым содержанием из рудной массы [183]. Развитие технологий разработки месторождений твердых полезных ископаемых в настоящее время должно сопровождаться комплексным решением вопросов последовательности выемки, ресурсосбереже-

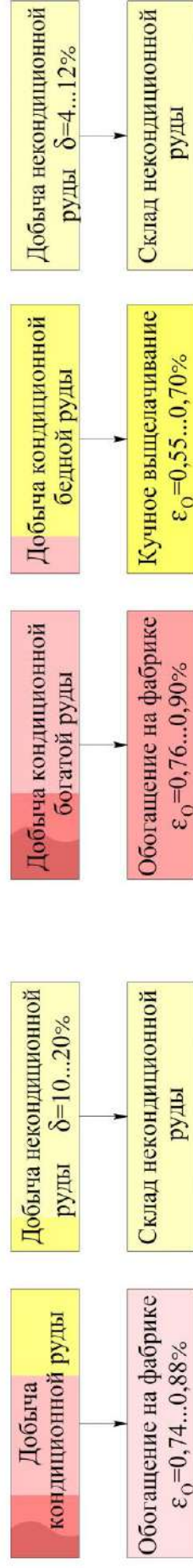
ния, снижения энергоемкости процессов горно-обогатительного производства и уменьшения их отрицательного воздействия на окружающую среду [34, 53, 94, 103, 191, 224, 327]. Взрывное рыхление сложноструктурных выемочных блоков приводит к смещению границ контуров руд разных сортов и пустых пород, величина которого зависит от многих факторов оценить совокупное влияние которых весьма сложно, при этом несоответствие проектных и фактических параметров буровзрывных работ может приводить к непрогнозируемому смещению границ контуров с вариативностью до нескольких метров от взрыва к взрыву [115, 182]. В результате из-за неточности моделирования взрывного смещения границ контуров возникает пересортица при селективной выемке руд различных сортов, а также разубоживание полезного ископаемого вмещающими породами и внутренними породными включениями, что в дальнейшем сказывается на эффективности горно-обогатительного производства. Уточнить и проконтролировать величину горизонтальных и вертикальных смещений рудной массы при взрыве позволяет система с применением ВММ-датчиков, которые позиционируются в скважинах рудного блока, после взрыва датчики обнаруживаются специальным детектором, фиксирующим их новые координаты, на основе которых с применением специального программного обеспечения устанавливается смещение границ контуров. Однако после проведения взрыва не все из установленных датчиков удастся обнаружить [115, 182], что снижает надежность системы и точность определения границ руда-порода и тем более между различными сортами руд. Кроме того, сложность смещенных в процессе взрыва контуров сравнительно небольших по размерам включений богатых руд, предопределяет существенную пересортицу рудной массы при их выемке карьерными экскаваторами с относительно большой емкостью ковша [176]. Согласно данным работы [13] при отработке сложноструктурных рудных тел изменчивой формы при высоте уступа 5 м и выемке руды экскаватором с продольными заходками нормативы разубоживания и пересортицы добываемой руды составляют 24-28 %, при этом большие значения характерны для богатых руд. Отсутствие точных данных по содержанию полезного компонента в извлекаемой рудной массе не позволяет в дальнейшем обеспечить ее качественное усреднение.

Также необходимо отметить эксплуатационные потери, вызванные разлетом отдельных кусков на расстояние до 300 – 400 м за границу карьерного поля, переносом тонких фракций переизмельченных взрывом пород с пылевоздушным облаком [46]. При взрыве в области горного массива, прилегающей к взрывной скважине, образуется зона

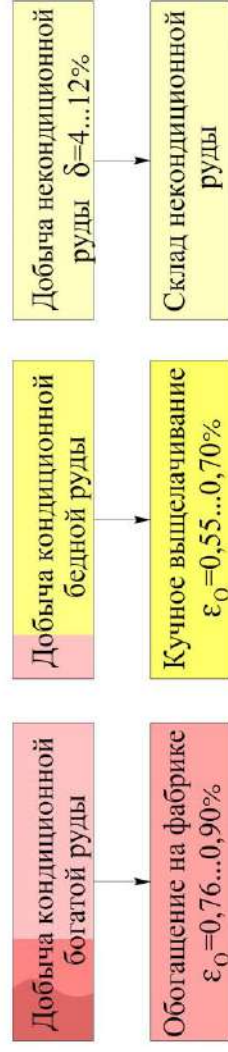
переизмельчения горных пород [175], рудная масса которой не поддается сортировке и содержит большое количество шламообразующих фракций, т.е. мелких фракций руды при последующей механической рудоподготовке (в процессах дробления и мельничного измельчения) продуцирующих шламы [237]. Шламы отрицательно влияют на процесс флотации, обладая большой удельной поверхностью и повышенной активностью, шламы поглощают значительную часть вводимого реагента, снижают скорость флотации [319]. Невозможность перевода в пенный продукт тонких шламовых частиц – обусловлена образованием устойчивой суспензии, в которой сохраняется прочная опосредованная связь между тонкими частицами.

Согласно известным традиционным технологическим схемам кондиционная руда штокверка, включающая богатые, рядовые и бедные составляющие (сорта) после селективной добычи, не смотря на разные текстурно-структурные характеристики и вариации минерального состава, усредняется и перерабатывается унифицировано с использованием одной технологической линии с гравитационным, флотационным или флотогравитационным обогащением с последующим гидрометаллургическим или биогидрометаллургическим переделом концентратов (рисунок 2.1а). При этом особо бедные руды отправляются на склад временно некондиционной руды, а по существу – в отвал. Недостатком такого подхода является сложность обеспечения качественной рудоподготовки, эффективность которой определяется не только степенью дезинтеграции рудной массы, выходом сростков рудных и жильных минералов, их переизмельченных (шламов) зерен, но и рядом других параметров, определяющих извлечение полезных компонентов в конечный продукт переработки и его качество. В частности, для месторождений комплексных руд такими параметрами являются степень однородности твердой (минеральной) фазы пульпы по минеральному и фракционному составу и контрастность физических и/или физико-химических свойств рудных и жильных минералов, для золоторудных объектов – соотношение различных форм нахождения золота в руде и дефектность кристаллических решеток минералов-концентратов дисперсной, химически связанной и инкапсулированной форм его нахождения [319]. В связи с вышеперечисленным, не всегда обеспечиваются рациональные характеристики руды подаваемой на обогащение.

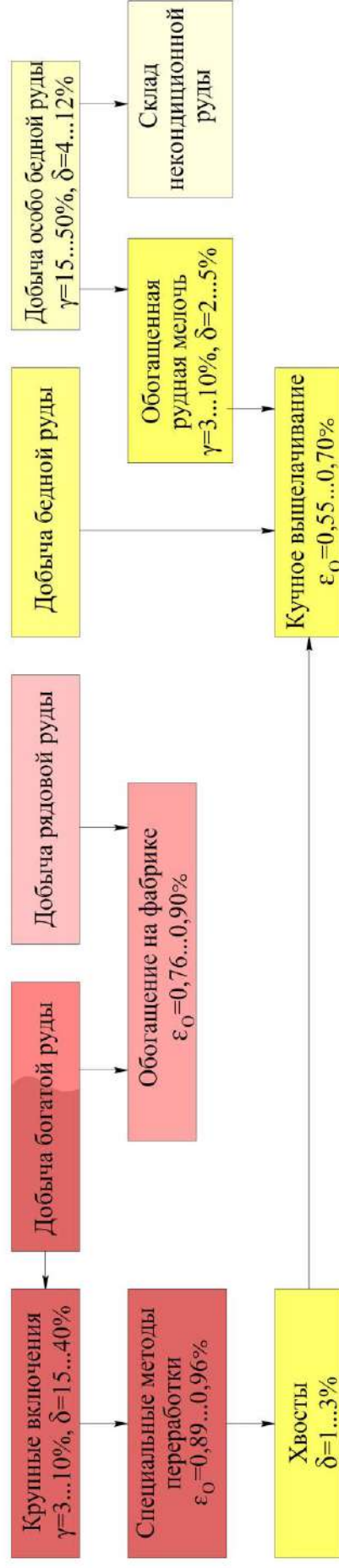
а) Традиционная технология добычи и переработки руды общим потоком на фабрике ($\epsilon = 55...73\%$)



б) Традиционная технология добычи и раздельной переработки руд ($\epsilon = 60...78\%$)



в) Предлагаемая технология добычи с внутрисортовой селекцией и раздельной переработкой ($\epsilon = 65...83\%$)



$$\epsilon = \sum \epsilon_d \epsilon_0 \epsilon_{gm}$$

$\epsilon_d, \epsilon_0, \epsilon_{gm}$ - извлечение полезного компонента, соответственно при добыче, обогащении и гидрометаллургии

γ - выход продуктов δ - долявая часть металла, %

Рисунок 2.1 - Сравнительная оценка основных параметров технологий добычи и переработки

Также происходит снижение среднего содержания полезного компонента в руде в связи с перемешиванием с бедными рудами, что снижает общее извлечение металла. Низкое извлечение полезного компонента в ряде случаев обусловлено сложными формами его нахождения и недостаточно гибкими технологиями переработки разнокачественных руд. Таким образом, перечисленные выше причины ведут к недостаточно высокому извлечению металлов при переработке руд, в связи с чем, в хвостах обогащения остается существенное количество металла (таблица 2.1).

Таблица 2.1. Прогнозируемое содержание и количество золота в хвостах обогащения на некоторых предприятиях Дальневосточного региона согласно [40]

Обогатительное предприятие (месторождения)	Накопленная масса хвостов, млн. т	Золото	
		Содержание, г/т	Количество, т
ЗИФ «Купол» (Купол, Двойное, Морошка и др.)	18,7	0,6	10,3
Хаканджинская ЗИФ (Хаканджа, Озерное)	9,8	0,4	3,9
ЗИФ-КВ ООО «Светлое» (Светлое)	6,0	0,8	4,8
ЗИФ «Многовершинное» (Многовершинное)	20,0	0,4	8,0
ЗИФ «Белая Гора» (Белая Гора)	11,7	0,4	4,7
УКВ ООО «Курилгео» (Айнское, Данченковское)	4,1	0,8	3,3
Ново-Широкинский ГОК (Ново-Широкинское)	5,9	0,9	5,4

Следовательно, в хвостах обогащения содержатся десятки тонн драгоценного металла, по количеству и содержаниям золота хвостохранилища сопоставимы с мелкими и средними по запасам золоторудными месторождениями с бедными и убогими рудами, однако относительно низкие содержания полезного компонента, достаточно суровые климатические условия с большой длительностью холодного периода сдерживают вовлечение минерального сырья техногенных месторождений в переработку с применением физико-химических геотехнологий. Таким образом, совершенствование технологических схем, используемых при освоении сложноструктурных месторождений, для повышения сквозного извлечения металла является весьма актуальной задачей, требующей скорейшего решения.

Появление новых технологий переработки руд обеспечивает возможность внедрения более гибкого подхода к переработке разнокачественных руд сложноструктурных выемочных блоков [189, 242]. Все более широкое применение при освоении сложноструктурных месторождений получает раздельная переработка руд, при которой богатые и рядовые руды (кондиционные богатые руды) перерабатываются на фабрике, а

бедные (кондиционные бедные руды) – с применением технологии кучного выщелачивания [42, 294] (рисунок 2.1б). Переработка рудной массы с применением выщелачивания позволяет существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты на извлечение металла, в результате чего в переработку могут быть вовлечены руды с более низким содержанием полезного компонента. Недостатком технологии является существенная пересортица-смешивание богатых рудных включений с рядовыми рудами, возникающая при массовом взрывном рыхлении и выемке, что приводит к существенной изменчивости содержаний полезного компонента в рудной массе и снижает эффективность последующего процесса обогащения. Также необходимо отметить, что данная технология зачастую не обеспечивает возможности последующей рентабельной переработки отходов обогащения кондиционных богатых руд в связи с относительно низким содержанием в них полезного компонента. В то время как, если бы богатая руда перерабатывалась отдельно, то из нее металла было бы извлечено больше, чем при ее нахождении в составе шихты с рядовой рудой, а получаемые при этом хвосты представляли бы кондиционный продукт для кучного и/или кюветного выщелачивания. Кроме того, некондиционные руды, извлекаемые из недр в больших количествах при открытой разработке месторождений и заключающие в себе до 4...12 % металла и более, в связи с низким содержанием полезного компонента не подвергаются переработке, в тоже время в ряде случаев посредством грохочения или сепарации из них может быть выделена обогащенная полезным компонентом фракция, которую возможно перерабатывать посредством кучного выщелачивания.

На месторождениях цветных и благородных металлов участки богатых руд при относительно небольших объемах в ряде случаев содержат основные запасы металла месторождения. Так, согласно [17], на одном из золотомедных месторождений скарного типа в богатой руде составляющей 13,12 % объема со средним содержанием золота 18,6 г/т содержится 70,73 % запасов золота, в том числе в 1,21 % руды с содержанием более 100 г/т содержится 35,65 % запасов золота. Автором рекомендуется при отработке сложноструктурных выемочных блоков вести опережающую выемку относительно крупных включений богатых руд до проведения массового взрывного рыхления блока для исключения их перемешивания с рудами, имеющими существенно более низкое содержание полезного компонента (рисунок 2.1в).

Предлагается усовершенствованная технология селективной выемки руд сложноструктурных месторождений цветных и благородных металлов, в соответствии с которой осуществляется дифференцирование руд по сортам от богатых до особо бедных (рисунок 2.2).

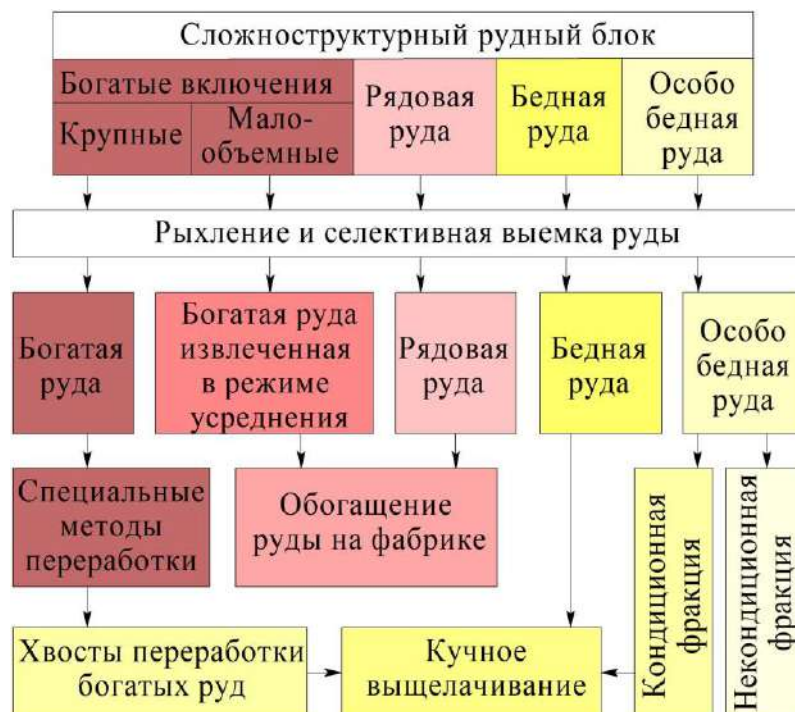


Рисунок 2.2 – Принципиальная схема формирования рудопотоков при обработке сложноструктурного блока

Опережающая выемка крупных богатых включений проводится после локального механического или взрывного рыхления одноковшовыми экскаваторами или погрузчиками с относительно небольшой вместимостью ковша. Специальные высокзатратные методы переработки богатых руд (интенсивное цианирование после сверхтонкого измельчения, автоклавное выщелачивание и др.), позволят получить наиболее высокие показатели извлечения металла. При этом, поскольку в хвостах переработки будут иметь место содержания полезного компонента сопоставимые с таковыми для бедных руд, то хвосты целесообразно подвергать последующей переработке с использованием физико-химических геотехнологий (кучное или скважинное выщелачивание). Богатая руда малообъемных включений, извлеченная в режиме усреднения, перерабатывается совместно с рядовой рудой на обогатительной фабрике, при этом их объединение может производиться как на усреднительном складе, так и после измельчения в случае значительного различия физико-механических характеристик руд. Бедная руда направляется на куч-

ное выщелачивание (после дробления до размера 10...20 мм), как правило, без окомкования. При высокой контрастности особо бедной (некондиционной) руды возможно выделение обогащенной рудной мелочи (кондиционной фракции) непосредственно в процессе выемки, перегрузки или при складировании некондиционной руды с применением разработанных автором технико-технологических решений [153, 156, 247, 256, 268, 270].

Существенное повышение извлечения полезного компонента при переработке богатых руд специальными методами, а также вовлечение в переработку хвостов обогащения богатых руд и кондиционной фракции особо бедных руд позволит увеличить сквозное извлечение металла на 4...7 % (в пересчете на весь объем руды) в сравнении с традиционными технологиями переработки.

2.2 Обоснование принципиальной схемы разработки сложноструктурных рудных месторождений цветных и благородных металлов на примере блока неоднородной структуры золоторудного месторождения

Согласно предлагаемой диссертантом усовершенствованной технологии селективной выемки руд с адаптивной схемой формирования рудопотоков, реализуемой при освоении сложноструктурных месторождений цветных и благородных металлов, на основе минералого-геохимических исследований, включающих электронную микроскопию и геотехнологическое тестирование крупнообъемных проб, осуществляется глубокое дифференцирование руд по типам, отражающим не только особенности вещественного состава, текстурно-структурных характеристик, но и соотношение форм нахождения благородных металлов, включая инкапсулированные и химически связанные, дисперсные. Границы выделяемых сортов руд определяются технологическими режимами и параметрами их переработки с применением критерия оценки эффективности комбинированных технологий добычи и переработки руд сложноструктурного месторождения, в качестве которого автор предлагает использовать суммарный максимальный чистый дисконтированный доход, получаемый за весь период эксплуатации месторождения. В общем виде критерий оценки эффективности должен учитывать возможность последующей переработки хвостов обогащения и кеков металлургического передела богатых руд:

$$\begin{aligned}
\text{ЧДД} = \sum_{i=1}^N \sum_{t=1}^T \frac{1}{(1+E)^t} & [Q_{it}^B c_i^B k_{ni}^B k_{oi}^B k_{mi}^B (C_t - Z_t^B) + Q_{it}^P c_i^P k_{ni}^P k_{oi}^P k_{mi}^P (C_t - Z_t^P) + Q_{it}^{\bar{}} c_i^{\bar{}} k_{ni}^{\bar{}} k_{oi}^{\bar{}} k_{mi}^{\bar{}} (C_t - Z_t^{\bar{}}) + \\
& + Q_{it}^H c_i^H k_{ni}^H k_{oi}^H k_{mi}^H (C_t - Z_t^H) + Q_{it}^B c_i^B k_{ni}^B (1 - k_{oi}^B) k_{ei}^x (C_t - Z_t^x) + Q_{it}^B c_i^B k_{ni}^B k_{ei}^x (1 - k_{oi}^B) (1 - k_{mi}^B) (C_t - Z_t^x)] \rightarrow \max
\end{aligned} \quad (2.1)$$

где N – число разрабатываемых блоков;

T – время отработки месторождения, лет;

E – коэффициент приведения разновременных затрат;

t – год приведения;

i – индекс рудного блока;

$Q_{it}^B, Q_{it}^P, Q_{it}^{\bar{}}, Q_{it}^H$ – соответственно количество добываемой богатой, рядовой, бедной и некондиционной (особо бедной) руды;

$c_i^B, c_i^P, c_i^{\bar{}}, c_i^H$ – содержание полезного компонента соответственно в богатой, рядовой, бедной и некондиционной руде в i -м блоке;

$k_{ni}^B, k_{ni}^P, k_{ni}^{\bar{}}, k_{ni}^H$ – коэффициент извлечения из недр соответственно богатой, рядовой, бедной и некондиционной руды для i -го блока;

k_{oi}^B, k_{oi}^P – коэффициент извлечения полезного компонента при обогащении соответственно богатой и рядовой руды;

k_{mi} – коэффициент извлечения полезного компонента при металлургическом переделе;

C_t – цена полезного компонента в t -м году;

$Z_t^B, Z_t^P, Z_t^{\bar{}}, Z_t^H, Z_t^x, Z_t^K$ – затраты на полный технологический цикл по извлечению полезного компонента в t -м году, соответственно из богатой, рядовой, бедной, некондиционной руды, хвостов и кеков;

$k_{ei}^{\bar{}}, k_{ei}^H$ – коэффициент извлечения полезного компонента при кучном выщелачивании, соответственно бедной и некондиционной руды;

k_{ni}^H – коэффициент, учитывающий выход из некондиционной руды продуктивной фракции;

k_{ei}^x, k_{ei}^K – коэффициент извлечения полезного компонента при кучном выщелачивании из хвостов обогащения и кеков металлургического передела богатой руды.

С учетом предложенного критерия на месторождении Талатуй руды целесообразно разделять по четырем уровням содержания основного полезного компонента: бога-

тые руды – с содержанием золота более 6 у.е.; рядовые руды – с содержанием от 2 до 6 у.е.; бедные – от 0,7 до 2,0 у.е.; некондиционные (особо бедные) – 0,3-0,7 у.е. Среднее содержание золота в рассматриваемом сложноструктурном блоке (рисунок 3.4) по сортам руды составляет: богатые руды – 9,55 у.е.; рядовые – 3,21 у.е.; бедные – 1,12 у.е.; особо бедные – 0,44 у.е. С учетом размеров, морфологии и содержания металла из шести включений богатых руд, оконтуренных в рассматриваемом сложноструктурном блоке (рисунок 3.4), два включения, содержащие большую часть богатых руд (72,4 %) с относительно высоким средним содержанием металла (10,70 у.е.) отнесены к крупным, а оставшиеся четыре включения – к малообъемным. После взрывного рыхления блока селективно извлеченная руда крупных богатых включений направляется на переработку специальным методом, а руда малообъемных богатых включений и рядовая руда после усреднения перерабатываются на фабрике с применением флотации. Бедная руда, и обогащенная полезным компонентом мелкая фракция особо бедной (некондиционной) руды направляются на кучное выщелачивание. Вовлечение в переработку продуктивных фракций некондиционной руды позволит повысить сквозное извлечение металла на 1-2 %.

Богатая руда крупных включений может быть переработана методом двухстадийного сорбционного выщелачивания с предокислением, данный относительно дорогостоящий способ позволит получить более высокие показатели извлечения металла по сравнению с флотацией. При этом, поскольку в хвостах переработки богатых руд будут иметь место содержания полезного компонента 0,8-1,0 г/т, сопоставимые с содержанием золота в бедных рудах, то хвосты целесообразно подвергать последующей переработке с использованием физико-химических геотехнологий (кучное или скважинное выщелачивание). Лабораторные и опытно-промышленные испытания показывают возможность доизвлечения из хвостов и кеков от трети до половины содержащегося в них металла методами выщелачивания с использованием подготовленных в электрофотохимических реакторах растворов, содержащих активные гидратированные формы кислорода [198], что позволит дополнительно повысить сквозное извлечение металла в зависимости от доли богатых руд еще на 0,6-1,5 %. Для переработки хвостов обогащения методом кучного выщелачивания и снижения эффекта коагуляции должно использоваться окомкование тонких и мелких фракций с добавлением в минерально-цементную смесь также активированных растворов. Бедная руда перед кучным выщелачиванием дробится до

крупности -10 мм, после чего осуществляется пропитка материала активированными растворами на стадии окомкования. Современные технологии кучного выщелачивания позволяют извлекать из руды до 60-80 % металла [42, 222, 284].

Диссертантом проведена сравнительная технико-экономическая оценка эффективности предлагаемой технологии освоения сложноструктурного золоторудного месторождения с применением адаптивной схемы формирования рудопотоков и традиционной технологии горно-обогатительного производства [202]. В таблице 2.2 представлены результаты расчетов по извлечению металла в концентрат из жильного типа руд.

Таблица 2.2 – Показатели извлечения металла по сортам руд сложноструктурного блока месторождения Талатуй

Сорта руд (содержание металла, у.е.)	Доля руды, %	Доля металла, %	Среднее содержание металла в руде, г/т	Извлечение металла в конечный продукт, %	Доля извлечен- ного металла, %
Традиционная технология раздельной переработки руд (на обогатительной фабрике и кучным выщелачиванием)					
Кондиционная богатая (более 2)	35,8	73,2	4,40	80	58,6
Кондиционная бедная (0,7...2)	43,2	22,5	1,12	65	14,6
Некондиционная (0,3...0,7)	21,0	4,3	0,44	-	-
Итого руды	100,0	100,0	2,15		73,2
Предлагаемая технология с адаптивной схемой формирования рудопотоков					
Богатая (более 6) - крупные включения	4,7	23,4	10,7	92	21,5
Богатая (более 6) - малообъем- ные включения	2,0	6,3	6,81	80	5,0
Рядовая (2...6)	29,1	43,5	3,21	80	34,8
Бедная (0,7...2)	43,2	22,5	1,12	65	14,6
Особо бедная (0,3...0,7): в т.ч. обогащенная мелкая фракция (более 0,7)	21,0	4,3	0,44	-	-
	4,5	2,1	1,03	65	1,4
Итого руды	100	100	2,15		77,3

Расчеты показывают, что применение предлагаемой технологии позволит на 4,1 % увеличить сквозное извлечение металла (с 73,2 до 77,3 %) по сравнению с традиционной технологией раздельной переработки руд. Таким образом, гибко используя комбинацию селективной выемки, сортировки и раздельной переработки разнокачественных руд, возможно существенно увеличить полноту и комплексность использования запасов сложноструктурного блока.

В таблице 2.3 представлены результаты расчетов себестоимости продукции при использовании традиционной и предлагаемой технологий.

Таблица 2.3 – Экономические показатели технологий извлечения золота по сортам руд сложноструктурного блока месторождения Талатуй

Сорта руд (содержание металла, у.е.)	Доля руды, %	Приведенная относительная стоимость до- бычи и пере- работки руды, %	Удельная относительная стоимость до- бычи и пере- работки руды, %	Удельная относительная стоимость металла, %
Традиционная технология раздельной переработки руд (на обогатительной фабрике и кучным выщелачиванием)				
Кондиционная богатая (более 2)	35,8	100	49,5	
Кондиционная бедная (0,7...2)	43,2	65	38,9	
Некондиционная (0,3...0,7)	21,0	40	11,6	
Итого руды	100,0		100,0	100,0
Предлагаемая технология с адаптивной схемой формирования рудопотоков				
Богатая (более 6) - крупные включения	4,7	140	8,6	
Богатая (более 6) - малообъем- ные включения	2,0	115	3,0	
Рядовая (2...6)	29,1	100	38,0	
Бедная (0,7...2)	43,2	65	36,7	
Особо бедная (0,3...0,7): в т.ч. обогащенная мелкая фракция (более 0,7)	21,0 4,5	45 25	12,3 1,4	
Итого руды	100		100,0	100,6

Если, согласно расчетам, использование традиционной технологии обеспечивает рентабельность работы предприятия на уровне 25 %, то применение предлагаемой технологии, повышающей сквозное извлечение металла на 4-5 %, при сопоставимой себестоимости получения грамма золота обеспечит увеличение рентабельности производства на 2-3 % с достижением уровня в 27-28 %. Использование предлагаемой технологии при доработке оставшихся запасов месторождения Талатуй позволит дополнительно получить более 0,7 т драгоценного металла.

Таким образом, предлагаемая технология освоения сложноструктурных месторождений, основанная на применении адаптивных схем формирования рудопотоков, обеспечивает гибкость технологического процесса, в результате чего достигается увеличение сквозного извлечения металла и повышение рентабельности производства.

2.3 Совершенствование схем выемки и подготовки к переработке руд с существенной изменчивостью содержания полезного компонента по классам крупности рудной массы

Дополнительно повысить эффективность горно-обогажительного производства возможно за счет создания технологических схем, учитывающих такие особенности руд как контрастность и фракционирование по классам крупности с существенно различным содержанием полезного компонента, определяющие возможность выделения из общей массы составляющих повышенной и пониженной ценности, для направления их на переработку по различным технологическим схемам совместно с сортами руд соответственно более высокого или более низкого качества при обеспечении их технологической совместимости, либо в отвал или склад временно некондиционной руды.

Необходимо отметить, что у многих руд в процессе взрывного или механического рыхления происходит концентрирование полезных компонентов в рудной мелочи, в то же время крупные фракции рудной массы характеризуются относительно низкими содержаниями полезного компонента [43, 88]. Так в процессе исследований, выполненных на одном из месторождений комплексных руд Казахстана, выявлено, что содержание металлов в рудной массе взорванного блока в зависимости от класса крупности составляет: -50 мм – 80,4 у.е., 50-100 мм – 40,4 у.е.; 100-150 мм – 36,8 у.е.; 150-200 мм – 31,6 у.е.; 200-300 мм – 15,1 у.е.; 300-400 мм – 6,2 у.е. [43]. На месторождении Джилау (Таджикистан) в забалансовой руде со средним содержанием золота 0,77 г/т, направляемой на выщелачивание, класс крупности -8 мм при выходе по массе 19,77 % содержит в себе 41,76 % металла, при этом рудная масса крупностью 100-200 мм имеет содержание всего 0,10-0,27 г/т [195]. Исследования характера распределения золота в теряемой рудной мелочи в очистном пространстве при скреперовании отбитой руды на руднике «Ирокинда» показали, что в классах -8 мм содержание золота составляет более 7,2 г/т, а в классе +8 мм – 2,7 г/т [138]. При разработке месторождения свинцово-цинковых руд Учкулач (Узбекистан) на стадии грохочения выделяется мелкий класс (-25 мм) и направляется на переработку как концентрат, поскольку содержит свинца в 2-3 раза больше, чем руды классов +25 мм [196]. Исследования медно-никелевой руды рудника «Заполярный» показали, что с увеличением размера кусков рудной массы с 5 до 300 мм происходит снижение содержания никеля с 0,59 до 0,33 %, а меди с 0,75 до 0,45 % [104].

На Тырнаузском вольфрамомолибденовом месторождении для биотитовых роговиков обогащенным является класс -13 мм, выход по массе которого составляет 18-20 % с содержанием молибдена в нем в 2,3 раза выше, чем в исходной рудной массе [63]. В рудном отсеке -5 мм бедных вольфрамовых руд месторождения Лермонтовское (Приморский край) содержится 0,45 % полезного компонента при среднем содержании в исходной руде 0,24 %, при этом содержание в классе +50 мм составляет 0,18 % [194]. Исследование пробы железной руды крупностью -100+0 мм Яковлевского месторождения показало, что в классах -100+50 и -50+25 мм содержится соответственно 39,67 и 40,34 % железа, а в классе -25+0 мм – 46,20 % железа, подобное содержание металла позволяет направлять рудную мелочь в доменный передел без предварительного обогащения [280].

Наличие обогащенных мелких классов предопределяет возможность выделения кондиционной по содержанию металла фракции из забалансовых руд. В способе формирования качества руд [2] предлагается выделять из потока некондиционных руд, направляемых по рудоскату с прорезями, наиболее обогащенные мелкие фракции размером менее 5 мм, которые затем отправляются на обогащение, основной объем рудной массы не перерабатывается и направляется на склад временно некондиционной руды. В работах [227, 268] предлагаются технико-технологические решения по отделению обогащенных полезным компонентом мелких фракций от некондиционных крупных фракций руды во время ведения выемочно-погрузочного процесса посредством экскаваторов, оборудованных просеивающими ковшами различных конструкций. Для уже сформированных отвалов некондиционной руды, для которых характерен эффект сегрегации с формированием верхнего слоя из обогащенной полезным компонентом рудной мелочи предлагаются технологические схемы, заключающиеся в снятии верхнего слоя и направлении кондиционной рудной массы на кучное выщелачивание [125, 173]. В работе [143] рудную массу, направляемую на кучное выщелачивание, предварительно подвергают грохочению с выделением тонкой фракции, отправляемой на самостоятельный передел, а также крупнокусковой фракции, не подлежащей переработке и отправляемой в отвал. Для разработки весьма тонких рудных жил Хрустальненского ГОКа предложена технология, заключающаяся в сгущении шпуровых зарядов по жилам со средней мощностью 0,3 м и соответствующем разряжении в прихватываемых на мощность 0,7 м вмещающих породах, при этом среднее содержание олова в жиле составляло 0,79 %, а

во вмещающих породах – 0,05 %, изменение параметров БВР позволило сконцентрировать жильный материал в классе крупности (-50 мм), удельный вес которых составил 45 % со средним содержанием металла 0,53 %, крупный класс (+50 мм) составляющий 55 % объема имел среднее содержание 0,07 % и был отделен на грохоте [98].

Таким образом эффект фракционирования по классам крупности с существенно различающимся содержанием полезного компонента характерный для некоторых руд в основном используется для выделения обогащенной мелкой фракции из некондиционных руд. В тоже время, данный эффект наблюдается и в кондиционных рудах различных сортов [196]. В Институте горного дела ДВО РАН с участием автора были проведены комплексные аналитические и геотехнологические исследования проб взорванных кварц-серицитовых метасоматитов золоторудного месторождения Перевальное (Хабаровский край) с разделением их по классам крупности и по сортам руд, выделенных по различным содержаниям металла [208], результаты исследований представлены на рисунке 2.3. Анализы проводились с применением атомно-абсорбционного метода с использованием спектрофотометра AA-7000 Shimadzu (Япония). Исследование показало, что содержание металла в мелких классах (-10 мм) в 2,0...2,3 раза превышает средний показатель в пробах руд различных сортов, что позволяет направлять отделенный обогащенный класс -10 мм некоторых сортов на переработку совместно с рудами более высокого сорта. В тоже время, класс +100 мм и в некоторых случаях класс -100+50 мм имеют относительно низкое содержание золота.

При переработке руд, характеризующихся существенной вариативностью содержаний по классам крупности рудной массы, по традиционным технологиям с направлением богатой и рядовой руды на флотацию, а бедной – на кучное выщелачивание, без выделения обогащенных и обедненных фракций сортов руд, может возникнуть ситуация, когда, например, крупные фракции рядовой руды с относительно низким средним содержанием металла (сопоставимым с качественными характеристиками бедных руд) будут в общем объеме рядовой руды направляться на флотацию, а обогащенная металлом (с качественными характеристиками сопоставимыми с рядовыми рудами) мелкая фракция бедных руд в общем объеме рудной массы направляется на кучное выщелачивание. В связи с чем, в первом случае имеют место повышенные эксплуатационные затраты при существенной вариативности содержаний, а во втором случае - пониженное извлечение из фракции с относительно высоким содержанием металла.

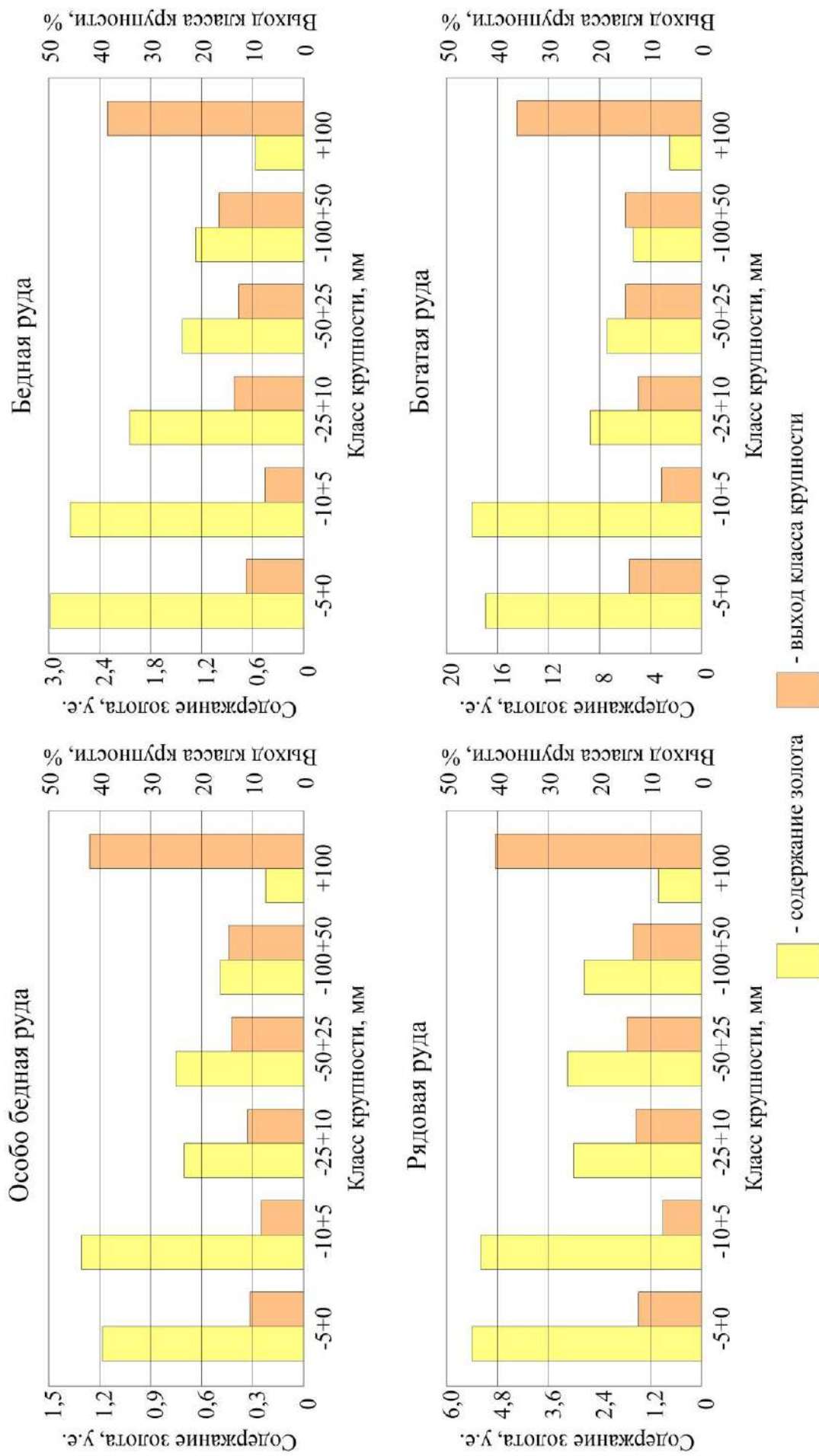


Рисунок 2.3 - Распределение рудной массы по классам крупности после взрыва и содержание металла в различных сортах руд

Таким образом, для некоторых сортов руд может быть целесообразным выделение обедненных полезным компонентом крупных классов с их направлением на переработку с рудами более низкого сорта с использованием менее затратных технологий.

С целью повышения сквозного извлечения полезного компонента и снижение затрат на переработку рудной массы автором обоснован комплекс технологических решений, обеспечивающих опережающую глубокоселективную выемку богатой руды при добыче, а также стабилизацию качества рудной массы в процессе выделения обогащенных и обедненных фракций сортов руды и их последующего шихтования при подготовке к переработке.

На основании результатов исследований по распределению классов крупности рудной массы и содержания в ней металла по сортам руд, определены параметры объединенных фракций, обогащенных и обедненных полезным компонентом с целью их переработки по различным технологиям (таблица 2.4).

Таблица 2.4 – Параметры обогащенных и обедненных полезным компонентом объединенных фракций по пробам сортов руд

Сорта руд	Среднее содержание металла в пробе, у.е.	Параметры объединенных фракций				Способ переработки рудной массы
		размер, мм	доля руды, %	содержание металла, у.е.	доля металла, %	
Богатая	7,53	-50	48,7	12,19	78,8	Двухстадийное сорбционное выщелачивание
		+50	51,3	3,11	21,2	Флотация
Рядовая	2,69	-100	59,6	3,79	83,9	Флотация
		+100	40,4	1,07	16,1	Кучное выщелачивание
Бедная	1,42	-10	19,0	2,90	38,8	Флотация
		+10	81,0	1,07	61,2	Кучное выщелачивание
Особо бедная	0,57	-10	18,7	1,23	40,3	Кучное выщелачивание
		+10	81,3	0,42	59,7	Не перерабатывается

Исходя из данных эксплуатационной разведки в контурах выемочного блока, полученных параметров объединенных фракций по пробам сортов руд и на основе предложенного критерия оценки эффективности (формула 2.1), определяются рациональные кондиционные содержания по сортам руд. Доля руды, а также содержание и доля металла по фракциям сортов руд золоторудного месторождения Перевальное приняты пропорционально параметрам, полученным при обработке проб сортов руд (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – Параметры обогащенных и обедненных полезным компонентом фракций по сортам руд выемочного блока

Сорта руд (содержания, у.е.)	Руды в выемочном блоке			Фракции руд после грохочения			
	доля руды, %	среднее содержание металла, у.е.	доля металла, %	размер, мм (обозначение)	доля руды, %	среднее содержание металла, у.е.	доля металла, %
Богатая (более 6,0)	15,2	8,77	47,2	-50 (Б1)	7,4	14,20	37,2
				+50 (Б2)	7,8	3,61	10,0
Рядовая (2,1...6,0)	27,4	3,42	33,3	-100 (Р1)	16,3	4,82	27,9
				+100 (Р2)	11,1	1,36	5,4
Бедная (0,9...2,1)	30,5	1,34	14,5	-10 (б1)	5,8	2,74	5,6
				+10 (б2)	24,7	1,01	8,9
Особо бедная (0,3...0,9)	26,9	0,52	5,0	-10 (об1)	5,0	1,12	2,0
				+10 (об2)	21,9	0,38	3,0
ИТОГО	100,0	2,82	100,0		100,0	2,82	100,0

На рисунке 2.4 представлена рекомендуемая схема формирования рудопотоков сложноструктурного блока исследуемого золоторудного месторождения, фракционированных по классам крупности с существенно различающимся содержанием полезного компонента.



Рисунок 2.4 – Схема формирования рудопотоков при отработке сложноструктурного блока, для руд которого характерно фракционирование по классам крупности с существенно различающимся содержанием полезного компонента

При выявлении и оконтуривании в процессе проведения сопровождающей эксплуатационной разведки обогащенных участков производится опережающая выемка богатых руд после их взрывного или механического рыхления. Основная часть выемочного блока взрывается по обычной сети скважин с последующей селективной выемкой сортов руд, которую целесообразно вести фронтальными погрузчиками для подачи рудной массы без перегрузок непосредственно к оборудованию для внутрикарьерного грохочения. На грохотах осуществляется разделение руд на фракции, обогащенные и обедненные полезным компонентом, размеры фракций для каждого сорта руд устанавливаются

ются исходя из результатов проведенных исследований. Обогащенная фракция Б1 с высоким содержанием полезного компонента перерабатывается с применением двухстадийного сорбционного выщелачивания, обеспечивающее относительно высокое извлечение металла. Шихта фракций Б2+Р1+б1 перерабатывается флотационным методом, а шихта фракций Р2+б2+об1 – с применением кучного выщелачивания. В таблице 2.6 представлены результаты расчетов по извлечению металла из руд в конечный продукт, а также результаты расчетов себестоимости продукции при использовании традиционных и предлагаемой технологий. Применение комбинации селективной выемки, сортировки и отдельной переработки разнокачественных руд позволит существенно увеличить полноту и комплексность использования запасов сложноструктурного выемочного блока. При осуществлении предлагаемой технологии селективной выемки с формированием рудопотоков для отдельной переработки руд недоизвлечено 21,5 % металла, оставшегося в отходах обогащения, штабеле кучного выщелачивания и складе временно некондиционной руды. В том числе хвосты и кеки, полученные при переработке богатых руд, содержат около 3,0 % исходного металла, при этом содержание полезного компонента в данных отходах переработки составляет более 1,1 г/т, что позволяет осуществлять их рентабельную вторичную переработку с применением скоростного активационного кучного выщелачивания, обеспечивающего извлечение порядка 50 % оставшегося металла [319]. Это позволяет увеличить общее сквозное извлечение металла еще на 1,5 %, а также обеспечит снижение уровня миграции токсичных компонентов руд в окружающую среду.

Если руды содержат большое количество сульфидных минералов, то их переработка осуществляется стадийно: флотация с получением концентрата и его окислением по инновационным технологиям (автоклавной, биоокисления, озонирования) с последующим выщелачиванием. При этом хвосты флотации могут быть эффективно переработаны с применением скоростного активационного кучного выщелачивания, а кеки – по технологии кюветного активационного выщелачивания тиомочевинными растворами с формируемой электрохимическим окислением сульфидов сернокислотной средой.

Таблица 2.6 – Показатели извлечения металла по сортам руд и экономические показатели технологий переработки

Сорта руд или шихта фракций (содержания, у.е.)	Доля руды, %	Доля металла, %	Среднее содержание металла в руде, у.е.	Извлечение металла в конечный продукт, %	Доля извлеченного металла, %	Приведенная относительная стоимость добычи и переработки руды, %	Удельная относительная стоимость добычи и переработки руды, %	Удельная относительная стоимость металла, %	*Относительная прибыль при добыче и переработке руды, %
Традиционная технология с переработкой руды общим потоком на фабрике									
Кондиционная (более 1,5)	54,1	87,5	4,56	78	68,3	100	74,6		
Некондиционная (0,3...1,5)	45,9	12,5	0,77	-	-	40	25,4		
Итого руды	100,0	100,0	2,82		68,3		100	100	100
Традиционная технология с раздельной переработкой руд (на обогатительной фабрике и кучным выщелачиванием)									
Кондиционная богатая (более 2,1)	42,6	80,5	5,32	79	63,6	101	58,2		
Кондиционная бедная (0,9...2,1)	30,5	14,5	1,34	65	9,4	66	27,2		
Некондиционная (0,3...0,9)	26,9	5,0	0,52	-	-	40	14,6		
Итого руды	100,0	100,0	2,82		73,0		100	95,2	127
Предлагаемая технология селективной выемки с формированием рудопотоков для раздельной переработки									
Б1	7,4	37,3	14,20	92	34,3	135	12,5		
Б2+Р1+б1 (2,74...4,82)	29,9	43,5	4,10	78	34,0	105	39,3		
Р2+б2+об1 (1,01...1,36)	40,8	16,2	1,12	63	10,2	70	35,8		
об2	21,9	3,0	0,38	-	-	45	12,4		
Итого руды	100,0	100,0	2,82		78,5		100	95,5	136

* при стоимости реализации металла, обеспечивающей рентабельность традиционной технологии с переработкой руды на фабрике на уровне 25 %

Применение предлагаемой схемы селективной выемки с формированием рудопотоков для раздельной переработки минерального сырья, характеризующегося фракционированием по классам крупности с существенно различающимся содержанием полезного компонента при освоении сложноструктурных месторождений, позволяет повысить извлечение металла на 4-10 % в сравнении с известными технологиями.

2.4 Обоснование рациональной схемы освоения сложноструктурных золотороссыпных месторождений открытым способом

Истощение минерально-сырьевой базы предопределяет необходимость вовлечения в отработку сложных по геоморфологии россыпных месторождений со все более низким содержанием полезных компонентов при увеличивающейся доле мелкого и «тонкого» золота в песках, при этом используемые технологии обогащения минеральной массы по-прежнему в основном ориентированы на золото, относительно эффективно извлекаемое гравитационным обогащением, с крупностью более 0,5 мм, что ведет к большим потерям металла [64, 119, 314]. По оценке института «Иргиредмет» около 5-6 тонн золота в России ежегодно теряется за счет низкого извлечения металла крупностью менее 0,25 мм, при этом по обобщенным данным исследований 2/3 технологических потерь при обогащении песков на шлюзах промывочных приборов приходится на золото крупностью $-0,25+0,1$ мм и 1/3 – на металл крупностью менее 0,1 мм [64].

Проведенный автором анализ технического оснащения предприятий показал, что промывка песков ведется преимущественно с применением гидроэлеваторных шлюзовых приборов (ПГШ), имеющих значительные потери металла при промывке песков, содержащих большое количество мелкого и «тонкого» золота [7, 70, 176, 308]. Так, согласно «Инструкции по нормированию технологических потерь золота при промывке золотосодержащих песков на промывочных приборах» [70] нормативный коэффициент извлечения золота на ПГШ для класса крупности золота $-0,5+0,2$ мм составляет 0,700, а для класса крупности $-0,2$ мм — 0,350. Уменьшить потери мелкого золота позволяет использование скрубберных и бочечно-шлюзовых промывочных установок, так в старательской артели «Восток» (Хабаровский край) замена прибора ПГШ-II-50 при промывке песков месторождения р. Левый Сыран на прибор ПБШ-100 позволило, согласно ре-

зультатам ситового анализа, увеличить выход золота крупностью $-0,25+0$ мм с 9,5 до 20,1 % [286]. Однако в случае нахождения в песках россыпи большого количества мелкого золота даже использование скрубберных и бочечно-шлюзовых промывочных установок не исключает значительных потерь, поскольку нормативный коэффициент извлечения металла данными установками составляет соответственно 0,855 и 0,800 для золота класса крупности $-0,5+0,2$ мм, а для класса крупности $-0,2+0$ мм - 0,603 и 0,500 [70].

Снизить потери металла при переработке песков возможно за счет применения развитых (многостадийных) технологий с использованием обогатительных комплексов, оснащенных центробежными концентраторами, отсадочными машинами и другим оборудованием, обеспечивающим высокое извлечение мелкого и «тонкого» золота [64, 92, 308]. Так при эксплуатации, разработанной институтом «Иргиредмет», отсадочной машины «Труд-12» на комбинате «Алданзолото» извлечение из песков золота класса крупности $+0,5$ мм составило 99,9 %, класса крупности $-0,5+0,25$ мм – 94,2 %, класса крупности $-0,25$ мм – 90,6 % [64]. Применение развитых технологических схем обогащения песков с использованием гравитационных концентраторов на месторождении «Сухой Лог» обеспечило извлечение 93-95 % золота класса крупности $-0,25+0,1$ мм и 80-85 % металла крупностью менее 0,1 мм [64]. Эксплуатация промывочного прибора ПГНВК (прибор гидроэлеваторный с непрерывным выводом концентрата), оборудованного шлюзами разных типов, винтовыми сепараторами и концентрационным столом, на россыпном месторождении «Стахановская терраса» показала, что количество золота, полученного из концентратов винтовых сепараторов, составило 12,5 % от всего металла, извлекаемого прибором, при этом если на шлюзах глубокого наполнения золото размером менее 0,3 мм практически не улавливалось, то в металле, извлеченном на винтовых сепараторах, доля класса крупности $-0,3$ мм составила около 20 % [92]. Однако необходимо отметить, что применение дополнительного обогатительного оборудования усложняет технологический процесс, увеличивает капитальные и эксплуатационные затраты. Так, например, центробежные концентраторы Knelson имеют высокую стоимость, для их обслуживания требуется квалифицированный персонал, необходимы относительно чистая вода и дополнительный расход электроэнергии [92, 318], в связи с чем, переработка всего объема кондиционных песков с применением многостадийных технологий обогащения может оказаться экономически нецелесообразной.

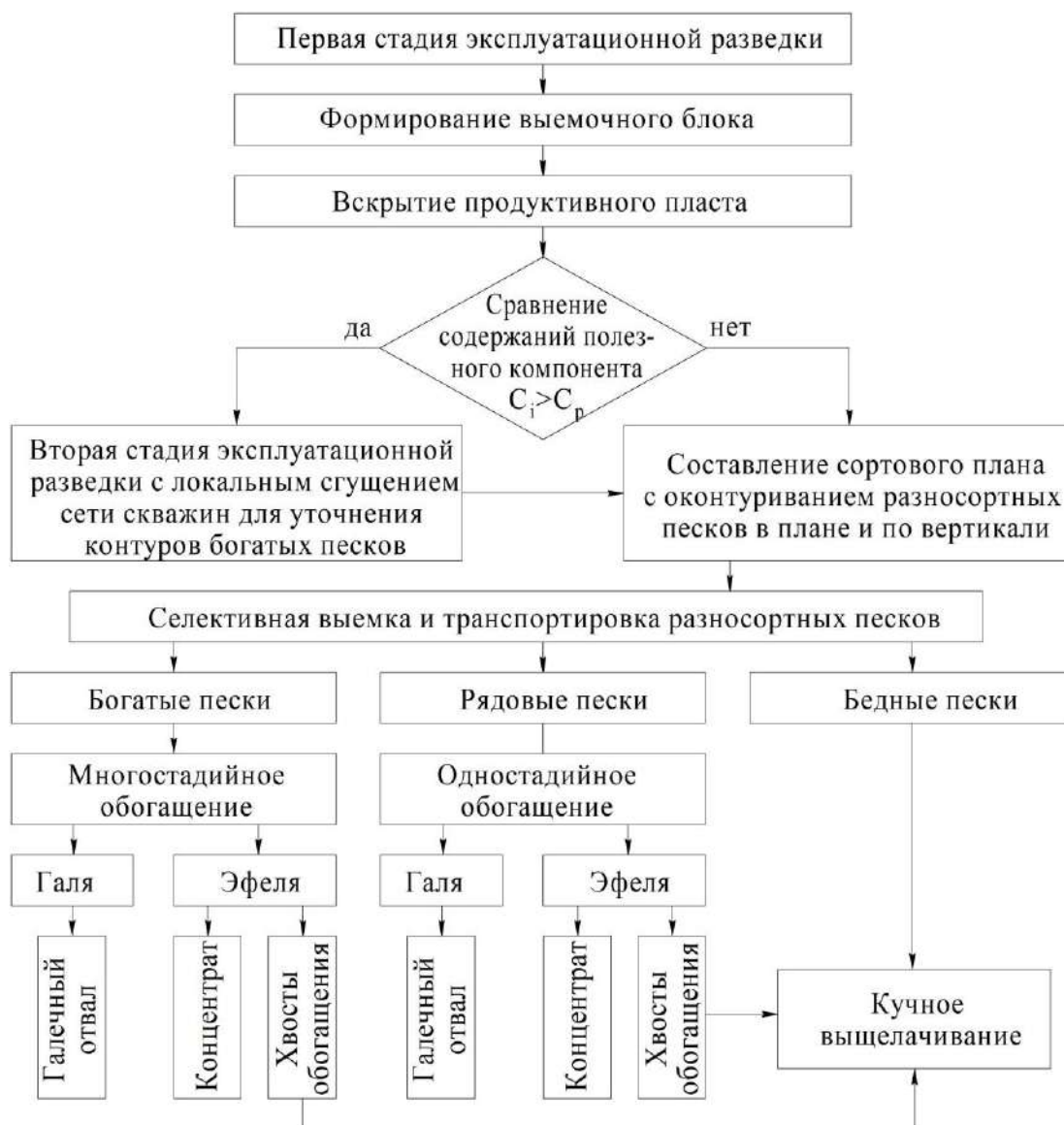
Повысить эффективность промывки песков возможно за счет оптимизации объема эфелей, так в работе [59] на основе анализа гранулометрических характеристик песков и металла по совмещенной шкале крупности обоснована возможность дополнительного увеличения объема выделяемой некондиционной фракции на 5-37 %, которая на стадии грохочения направляется в отвал. Установлено, что на отдельных россыпях возможно снижение крупности питания до размера менее 30 мм, что позволит при ведении обогатительных процессов использовать оборудование с меньшей производительностью, но с более высокими показателями извлечения.

Так же увеличить извлечение мелкого и «тонкого» золота из песков возможно за счет применения технологий кучного или скважинного выщелачивания, которые используются как самостоятельно, так и в комбинации с другими способами [30, 146]. Сравнительные технико-экономические расчеты традиционной технологии с промывкой песков и комбинированной технологии с промывкой песков и последующим кучным выщелачиванием хвостов обогащения применительно к условиям россыпи «Большой Делегеннях» показали, что при коэффициенте вскрыши равном 5 и содержании в песках «тонкого» золота в количестве 30 % рентабельность горного производства при переходе на комбинированную технологию увеличится в 1,64 раза [30]. Однако необходимо отметить, что в процессе выщелачивания не полностью растворяется крупное золото размером более 1-1,5 мм и золото невысокой пробности (менее 800) – количество которого на некоторых россыпях может достигать 20-40 % [82].

С целью повышения сквозного извлечения металла и снижения затрат на переработку песков россыпей диссертантом обоснован комплекс технологических решений, обеспечивающих уточнение контуров включений богатых песков в продуктивном пласте перед их выемкой, а также применения гибких комбинированных схем переработки минерального сырья с учетом содержания, классов крупности и пробности металла.

Длительная практика разработки россыпей дает множество примеров их ярко выраженного зонального строения, в результате в большинстве случаев сгущение разведочной сети увеличивает количество выявленных гнезд с богатой минеральной массой при одновременном уменьшении их площади [21]. В связи с чем, после проведения вскрышных работ при выявлении в ходе эксплуатационной разведки включений песков с содержанием металла выше рядовых значений предлагается осуществлять вторую ста-

дию эксплуатационной разведки с локальным сгущением сети скважин с целью уточнения контуров включений богатых песков (рисунок 2.5).



C_i – содержание металла в i -й пробе; C_p – верхнее граничное содержание металла в рядовых песках

Рисунок 2.5 – Схема добычи и переработки золотосодержащих песков сложноструктурного выемочного блока

На основании данных эксплуатационной разведки формируется сортовой план с оконтуриванием богатых (при наличии), рядовых, бедных песков в плане и по вертикали. Осуществляется селективное извлечение разноразных песков, при этом выемка и транспортировка рядовых и бедных песков, составляющих основную часть блока, ве-

дется высокопроизводительными бульдозерами тяжелого класса [157]. Рядовые пески перемещаются к промывочному прибору, находящемуся на границе выемочного блока, а бедные пески – далее промывочного прибора за границу выемочного блока в ранее выработанное пространство, где из них формируется штабель для проведения в дальнейшем кучного выщелачивания. Относительно небольшие по объему включения богатых песков штабелируются бульдозером на месте выемки, после чего перемещаются к комплексу многостадийного обогащения, расположенному по границе выемочного блока, посредством одноковшового погрузчика. В случае если ширина включений богатых песков будет меньше ширины отвала бульдозера тяжелого класса, то необходимо применять бульдозер среднего класса, используемый на вспомогательных работах. Перед ведением обогащения производится дезинтеграция и классификация богатых и рядовых песков с выделением некондиционной фракции +30 мм. Хвосты обогащения, образовавшиеся в процессе переработки эфелей богатых и рядовых песков, одноковшовым погрузчиком перемещают в штабель для выщелачивания совместного с бедными песками.

Границы выделяемых сортов песков определяются технологическими режимами и параметрами их переработки с применением критерия оценки эффективности комбинированной технологии добычи и переработки песков сложноструктурного россыпного месторождения, в качестве которого автор предлагает использовать максимум получаемой прибыли в ходе отработки выемочного блока. Критерий оценки эффективности также учитывает возможность последующей переработки хвостов обогащения богатых и рядовых песков:

$$\begin{aligned}
 \Pi = & Q^B c^B k_n^B k_o^{mn} k_m (C - 3^B) + Q^P c^P k_n^P k_o^{od} k_m (C - 3^P) + \\
 & + Q^\sigma c^\sigma k_n^\sigma (1 - k^{np}) k_e (C - 3^\sigma) + (Q^{xB} c^{xB} + Q^{xP} c^{xP}) (1 - k^{np}) k_e (C - 3^x) \rightarrow \max
 \end{aligned} \quad (2.2)$$

где Q^B , Q^P , Q^σ , Q^{xB} , Q^{xP} – соответственно количество богатых, рядовых и бедных песков, а также хвостов обогащения богатых и рядовых песков;

c^B , c^P , c^σ , c^{xB} , c^{xP} – содержание полезного компонента, соответственно в богатых, рядовых и бедных песках, а также хвостах обогащения богатых и рядовых песков;

k_n^B , k_n^P , k_n^σ – коэффициент извлечения из недр, соответственно богатых, рядовых и бедных песков;

k_o^{mn} , k_o^{od} – средневзвешенный коэффициент извлечения полезного компонента при обогащении, соответственно с применением многостадийной и одностадийной технологий с учетом ситового анализа золота;

k_m – коэффициент извлечения полезного компонента при металлургическом переделе;

C – цена полезного компонента;

z^b , z^p , z^o – затраты на полный технологический цикл по добыче песков и извлечению полезного компонента, с учетом эксплуатационной разведки, выемки вскрыши и отвалообразования, соответственно для богатых, рядовых, бедных песков;

z^x – затраты на полный технологический цикл по извлечению полезного компонента из хвостов обогащения богатых и рядовых песков, с учетом перемещения минеральной массы и формирования штабеля;

k^{np} – коэффициент, учитывающий долю золота пробностью ниже 800 в бедных песках и хвостах обогащения богатых и рядовых песков;

k_e – коэффициент извлечения полезного компонента при кучном выщелачивании бедных песков и хвостов обогащения богатых и рядовых песков.

Проведена сравнительная технико-экономическая оценка эффективности предлагаемой технологии освоения сложноструктурного россыпного месторождения золота с селективной выемкой и отдельной переработкой разноразмерных песков и известных технологий горно-обогатительного производства на примере выемочного блока одного из россыпных месторождений Хабаровского края. Обработка данных эксплуатационной разведки показала среднее содержание золота в интервалах опробования по выемочному блоку – 0,68 г/м³, в результате ситового анализа выявлено, что золото класса крупности +2 мм составляет 2,7 % массы металла, класса крупности -2+1 мм – 33,4 %, -1+0,5 мм – 14,2 %, -0,5+0,2 мм – 32,4 %, -0,2 мм – 17,3 %. Пески месторождения легкопромывистые, содержание крупной фракции +30 мм в песках составляет 49,8 %, мощность продуктивного пласта изменяется от 0,8 до 2,4 м при средней мощности 1,5 м, включения богатых песков в пласте имеют мощность 0,4-0,8 м. Для продуктивного пласта песков характерна высокая вариативность содержаний полезного компонента, в богатых песках встречаются включения с содержанием до 7-10 г/м³ с преимущественно гравииобогати-

мым золотом крупностью более 0,5 мм изометричной морфологии, в бедных песках основная доля металла представлена золотиными крупностью менее 0,5 мм часто пластинчатой формы, при этом средние содержания составляют всего 0,1-0,2 г/м³. Разные содержания, крупность и форма нахождения металла в песках определяют необходимость использования различных технологий переработки минерального сырья для обеспечения наиболее полного извлечения золота при обеспечении приемлемых затрат. Богатые пески необходимо направлять на многостадийное гравитационное обогащение для максимально возможного извлечения металла, включая и золотины невысокой пробности, которые не полностью растворяются при выщелачивании из-за наличия оксидной «рубашки». В тоже время бедные пески, содержащие незначительное количество гравитобогатимого золота, целесообразно сразу направлять на кучное выщелачивание. С учетом предложенного выше критерия оценки эффективности комбинированной технологии добычи и переработки песков сложноструктурного месторождения, по содержанию металла кондиционные пески выемочного блока были условно разделены на богатые – более 1,2 г/м³, рядовые – 0,3-1,2 г/м³ и бедные – 0,07-0,3 г/м³. Поскольку диапазон содержания металла в выделяемых сортах песков является достаточно широким, то это заведомо перекрывает погрешности химического и гравитационного анализов по определению содержания золота в песках. Необходимо отметить, что богатые пески составляют всего 14,9 % объема продуктивного пласта, но при этом содержат более половины металла блока. Средняя пробность золота, содержащегося в песках, составляет 860, однако 15,5 % золотины имеют пробность ниже 800. С учетом рекомендуемых данных [64, 70] по извлечению золота разных классов крупности были определены средневзвешенные коэффициенты извлечения золота при переработке песков по одностадийной технологии с применением гидроэлеваторных шлюзовых приборов и многостадийной (развитой) технологии с применением гидроэлеваторных шлюзовых приборов, центробежных концентраторов и отсадочных машин. В таблице 2.7 представлены результаты расчетов технико-экономических показателей по извлечению металла из песков при использовании различных технологий.

Таблица 2.7 – Техничко-экономические показатели извлечения металла из песков по различным технологиям

Минеральная масса (содержание металла, г/м ³)	Доля минеральной массы, %	Доля металла, %	Среднее содержание металла, г/м ³	Извлечение металла в конечный продукт, %	Доля извлеченного металла, %	Приведенная относительная стоимость добычи и переработки, %	Удельная относительная стоимость добычи и переработки, %	Удельная относительная стоимость металла, %	Относительная прибыль при добыче и переработке минеральной массы*, %
Переработка песков общим потоком на шлюзах (прибор ПГШ)									
Кондиционные пески (>0,07)	100,0	100,0	0,68	74,3	74,3	100	100,0	100,0	100,0
Переработка песков общим потоком на шлюзах (прибор ПБШ)									
Кондиционные пески (>0,07)	100,0	100,0	0,68	80,6	80,6	100	100,0	92,2	145,8
Переработка песков общим потоком с применением многостадийной (развитой) технологии с использованием центробежных концентраторов и отсадочных машин									
Кондиционные пески (>0,07)	100,0	100,0	0,68	93,4	93,4	130	100,0	103,4	104,2
Комбинированная переработка песков общим потоком на шлюзах (ПГШ) и последующим кучным выщелачиванием хвостов обогащения									
Кондиционные пески (>0,07)	100,0	100,0	0,68	74,3	74,3	100	80,0	-	-
Хвосты обогащения песков	50,2	24,2	0,33	73,4	17,8	50	20,0	-	-
Итого	-	-	-	-	92,1	-	100,0	100,5	118,7
Предлагаемая технология с селективной выемкой и отдельной переработкой песков									
Богатые пески (более 1,20)	14,9	51,2	2,340	93,4	47,8	135	17,0	-	-
Рядовые пески (0,3...1,20)	49,4	39,7	0,546	74,3	29,5	105	43,8	-	-
Бедные пески (0,07...0,3)	35,7	9,1	0,174	73,4	6,7	85	25,6	-	-
Хвосты обогащения богатых песков	7,5	3,4	0,187	73,4	2,5	50	3,2	-	-
Хвосты обогащения рядовых песков	24,7	10,2	0,264	73,4	7,5	50	10,4	-	-
Итого	-	-	-	-	94,0	-	100,0	93,5	166,9

* при стоимости реализации металла, обеспечивающей рентабельность при добыче и последующей переработке песков общим потоком на шлюзах на уровне 20 %

Относительно невысокое извлечение металла при переработке песков общим потоком на шлюзах (для ПГШ расчетный средневзвешенный коэффициент извлечения золота при обогащении песков составил 75,8 %) вызвано наличием большого количества золота классов крупности $-0,5+0,2$ мм и $-0,2$ мм, в результате чего 24,2 % золота преимущественно мелкого и «тонкого» остается в хвостах обогащения. Замена традиционно используемого прибора ПГШ на бочечно-шлюзовую прибор ПБШ позволит увеличить извлечение металла до 82,2 %, что при сопоставим уровне затрат на переработку песков позволит значительно снизить себестоимость металла. Применение многостадийной технологии переработки песков общим потоком, а также комбинированной переработки песков общим потоком на шлюзах и последующим кучным выщелачиванием хвостов обогащения позволяет существенно повысить извлечение металла, однако использование дополнительных технологических процессов и оборудования для переработки всего объема кондиционных песков ведет к значительному увеличению затрат, в результате чего удельная стоимость получаемого металла будет возрастать.

Предлагаемая технология обеспечивает наиболее высокие показатели, так в процессе раздельной переработки исходных песков извлекается 84,0 % золота, а выщелачивание хвостов обогащения богатых и рядовых песков позволяет дополнительно получить еще 10,0 % металла. Таким образом, применение предлагаемой технологии позволит существенно увеличить полноту и комплексность использования запасов сложноструктурного выемочного блока (увеличение извлечения металла в конечный продукт на 13,4 % по сравнению с технологией, предусматривающей переработку песков общим потоком на ПБШ) при обеспечении приемлемых затрат.

2.5 Совершенствование комбинированных схем добычи и переработки песков глубокозалегающих сложноструктурных продуктивных пластов россыпей

Перспективы роста добычи россыпного золота в значительной степени связаны с освоением запасов глубокозалегающих россыпей, разработка которых ведется подземным способом, а также с применением скважинного выщелачивания или скважинной гидродобычи. Реализация подземного способа добычи требует больших капитальных

вложений и целесообразна при освоении богатых песков, залегающих в благоприятных для подземной разработки условиях, необходимо отметить, что в отдельных, особо богатых зонах продуктивного пласта, содержание золота может достигать от нескольких десятков до нескольких сотен г/м³ [192, 318]. Однако, нужно учитывать, что для россыпей характерна неоднородность горно-геологических условий отработки: значительное изменение мощности продуктивного пласта и содержания металла; усложнение морфологии пласта; уменьшение крупности золотин и связанный с этим рост потерь металла при промывке; увеличение объемов перерабатываемой горной массы на единицу извлекаемого металла. В связи с этим, подземным способом осуществляется разработка преимущественно песков с высоким содержанием полезного компонента из достаточно мощных продуктивных пластов, в тоже время извлекать таким способом пески, имеющие рядовые и низкие содержания золота малоэффективно и экономически нецелесообразно.

Уменьшить эксплуатационные и капитальные затраты, обеспечить возможность рентабельной отработки небольших глубокозалегающих россыпей или их отдельных участков позволяют технологии скважинной добычи. Технология скважинной гидродобычи включает вскрытие продуктивного пласта гидромониторными и гидроэлеваторными скважинами, гидроразрыв и подъем песков в виде пульпы через скважины на дневную поверхность и далее к промывочному прибору [12, 306]. Недостатком скважинной гидродобычи являются существенные технологические потери металла в недрах, при этом потери существенно возрастают в случае наличия в песках большого количества крупного золота и самородков, которые не в полной мере поднимаются гидротоком. В ряде случаев, при разработке россыпей, запасы которых в значительной степени представлены мелким, «тонким» и дисперсным золотом, применение традиционных технологий является нерентабельным по причине больших потерь металла при промывке [7, 308]. Перспективным направлением освоения подобных россыпей является применение технологии скважинного выщелачивания, включающей бурение закачных и откачных скважин, подачу раствора в продуктивный пласт, выщелачивание металла, содержащегося в песках, откачку и переработку продуктивного раствора [319]. Существенным недостатком скважинного выщелачивания является неполное растворение крупных золотин размером более 1-1,5 мм, а также золотин невысокой пробыности (менее 800).

Сложноструктурные пласты песков подобно рудным месторождениям имеют существенную вариативность содержания полезного компонента. На основании данных эксплуатационной разведки глубокозалегающего пласта одного из золотороссыпных месторождений Амурской области автором определены запасы металла по сортам песков (таблица 2.8).

Таблица 2.8 – Запасы металла глубокозалегающего пласта по сортам песков

Сорта песков	Содержание металла, г/м ³	Доля песков, %	Среднее содержание металла, г/м ³	Доля металла, %
Богатые с самородками	Более 12	3,4	19,4	30,0
Богатые	4...12	12,8	6,91	40,2
Рядовые	1...4	21,4	1,85	17,9
Бедные	менее 1	62,4	0,42	11,9
Итого		100,0	2,58	100,0

Среднее содержание в интервалах опробования составляет 2,58 г/м³. Глубина залегания пласта составляет от 16 до 28 м. Продуктивный пласт довольно невыдержанный, его мощность изменяется от 0,8 до 3,2 м, при средней мощности 2,0 м.

Потери металла при скважинной гидродобыче и последующем обогащении песков на промприборах, а также при скважинном выщелачивании существенным образом будут зависеть от соотношения классов крупности золотин [18]. Так при скважинной гидродобыче потери мелкого и среднеразмерного золота (-2 мм) в недрах составляют около 10 %, а при подъеме крупноразмерного золота (+2 мм) и самородков потери составляют до 20 % и более, в связи с трудностью подъема крупных частиц золота потоком воды. При скважинном выщелачивании существенными проблемами являются: не полное растворение крупных золотин размером более 1,5-2,0 мм, а также золотин пробностью 700-800 по причине их покрытия корками хлорида серебра; потери продуктивного раствора по пласту; большой расход раствора и переосаждение золота при работе с глинистыми песками [201, 229]. Проведенные в работе [82] исследования пробности самородного золота ряда россыпей Восточного Забайкалья показали ее существенную вариативность, при средней пробности 830-900 существенная доля золотин имеет пробность ниже 800, так на россыпи р. Култумушка около 20 % золотин имеют пробность менее 800, а на россыпи р. Очуногда – около 40 % (рисунок 2.6).

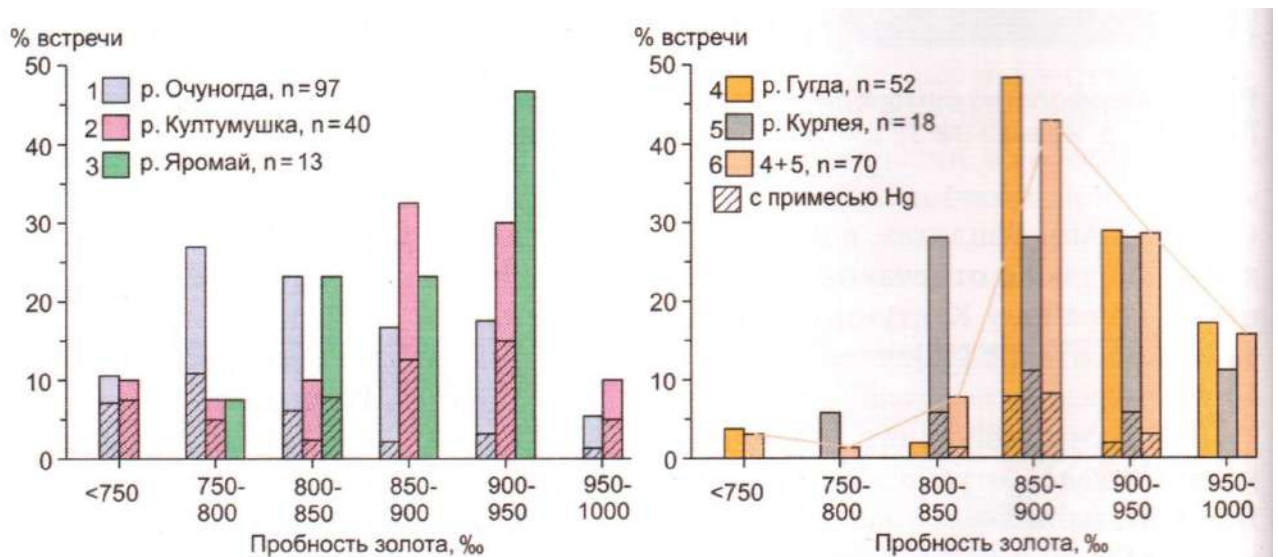


Рисунок 2.6 – Гистограммы пробности самородного золота россыпей Восточного Забайкалья согласно [82]

При исследовании золота одного из россыпных месторождений Хабаровского края на электронном микроскопе около 60 % зерен имело пробность менее 800 [96].

Главной проблемой в настоящее время являются большие потери металла за счет низкого извлечения промывочными приборами мелкого, и в особенности «тонкого», а также дисперсного золота [64]. Так, согласно «Инструкции по нормированию технологических потерь золота при промывке золотосодержащих песков на промывочных приборах» [70] нормативный коэффициент извлечения золота на наиболее распространенных промывочных приборах ПГШ [176] для класса крупности золота – 0,5+0,2 мм составляет 0,700, а для класса крупности – 0,2 мм — 0,350.

В таблице 2.9 приведены данные по результатам ситового анализа золота песков рассматриваемого месторождения и нормативные коэффициенты извлечения золота на некоторых промывочных приборах. Исходя из выхода классов золота и нормативных коэффициентов извлечения по классам крупности, средневзвешенный коэффициент извлечения для богатых песков на ПГШ составит 0,835, на скрубберной установке – 0,916, средневзвешенный коэффициент извлечения для рядовых и бедных песков на ПГШ составит 0,810.

Таблица 2.9 – Результаты ситового анализа золота глубокозалегающего пласта рассматриваемого месторождения и нормативные коэффициенты извлечения золота на промывочных приборах по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %		Промывочные установки	
	Богатые пески	Рядовые и бедные пески	Гидро-элеваторная (ПГШ)	Скрубберная
+2	10,4	-	0,994	0,997
-2+1	33,1	40,5	0,964	0,986
-1+0,5	18,0	20,4	0,905	0,954
-0,5+0,2	33,0	28,0	0,700	0,855
-0,2	5,5	11,1	0,350	0,603

Результаты технико-экономических расчетов по извлечению и переработке песков глубокозалегающей россыпи по традиционным и предлагаемой технологиям представлены в таблице 2.10. Первая технология предполагает скважинную гидродобычу песков продуктивного пласта с подачей их к прибору типа ПГШ. Во второй технологии извлечение металла из продуктивного пласта ведется с применением скважинного выщелачивания. Третья технология является комбинированной и заключается в осуществлении скважинной гидродобычи богатых песков продуктивного пласта с последующей промывкой их на скрубберной установке, обеспечивающей относительно высокое извлечение золота, запасы металла содержащиеся в рядовых и бедных песках извлекаются с применением скважинного выщелачивания, характеризующегося сравнительно низкими затратами на извлечение золота. Четвертая предлагаемая адаптивная технология предполагает опережающее механическое извлечение выбуриванием с расширением скважин богатых песков, содержащих самородки, затем осуществляется скважинная гидродобыча оставшихся богатых песков, отработка основной части пласта, содержащего рядовые и бедные пески, ведется посредством скважинного выщелачивания с применением растворов с регулируемыми концентрациями (рисунок 2.7).

При этом для повышения эффективности выщелачивания при отработке участков рядовых песков, содержащих преимущественно среднеразмерное и мелкое золото, через закачные скважины подается наислороженный раствор с повышенной концентрацией комплексообразователей для золота, что позволяет обеспечить величину растворения золота в раствор на уровне 85 %.

Таблица 2.10 – Техничко-экономические показатели извлечения золота по сортам песков глубокозалегающего пласта рассматриваемого месторождения по различным технологиям

Сорт песков	Доля песков, %	Содержание металла, г/т	Класс крупности золотин, мм		Доля металла, %	К*	К**	К***	Сквозное извлечение металла, %	П	У	С
1. Традиционная технология (скважинная гидродобыча и промывка песков на ПГШ)												
Богатые	16,2	9,53	+2		7,3	0,80	0,835	0,98	72,8	100	16,2	
			-2		62,9	0,90						
Рядовые и бедные	83,8	0,78	-2		29,8	0,90	0,810	0,98	71,5	100	83,8	
ИТОГО	100,0	2,58			100,0				72,4		100,0	100,0
2. Традиционная технология (скважинное выщелачивание)												
Богатые	16,2	9,53	+2		7,3	0,50	0,85	0,96	62,8	80	16,2	
			-2		62,9	0,80						
Рядовые и бедные	83,8	0,78	-2		29,8	0,80	0,85	0,96	65,1	80	83,8	
ИТОГО	100,0	2,58			100,0				63,5		100,0	91,3
3. Комбинированная технология (скважинная гидродобыча и промывка на скруббере особо богатых и богатых песков, скважинное выщелачивание рядовых и бедных песков)												
Богатые	16,2	9,53	+2		7,3	0,80	0,916	0,98	79,9	125	23,3	
			-2		62,9	0,90						
Рядовые и бедные	83,8	0,78	-2		29,8	0,90	0,85	0,96	65,1	80	76,7	
ИТОГО	100,0	2,58			100,0				75,5		100,0	81,9
4. Предлагаемая адаптивная технология												
Богатые с самородками	2,4	19,4	+2; -2		21,0	1,00	0,916	0,98	89,5	160	4,0	
Богатые	13,8	7,78	+2		5,1	0,80	0,916	0,98	80,1	125	19,9	
			-2		44,2	0,90						
Рядовые	21,4	1,85	-2		17,9	0,85	0,85	0,96	69,3	85	20,9	
Бедные	62,4	0,42	-2		11,9	0,78	0,85	0,96	63,9	77	55,2	
ИТОГО	100,0	2,58			100,0				78,2		100,0	80,4
Хвосты промывки	16,2	1,02			7,5	0,85	0,85	0,96	69,3	80	15,8	
ВСЕГО (с хвостами)									83,4			

К* - коэффициент, учитывающий потери металла в недрах соответственно при скважинной гидродобыче и при скважинном выщелачивании; К** - коэффициент, учитывающий потери металла в процессе промывки песков или вследствие утечек и недооткачанной части продуктивного раствора; К*** - коэффициент, учитывающий потери металла при переработке концентрата или раствора в конечный продукт; П – приведенная относительная стоимость добычи и переработки песков, %; У - удельная относительная стоимость добычи и переработки песков, %; С - удельная относительная стоимость металла, %



Рисунок 2.7 – Блок-схема адаптивной технологии разработки сложноструктурного глубокозалегающего пласта

Для выщелачивания участков бедных песков, содержащих преимущественно мелкое, «тонкое» и дисперсное золото, для экономии затрат предлагается использовать маточный раствор доукрепленный комплексобразователем, что обеспечит растворение порядка 78 % золота.

Применение предлагаемой технологии в сравнении с известной комбинированной технологией позволит увеличить извлечение металла на 7,9 % с учетом переработки (скважинного выщелачивания) хвостов промывки богатых песков.

Выводы по главе 2

1. Обоснована концепция управления качеством минерального сырья сложноструктурных месторождений на этапах сопровождающей эксплуатационной разведки, подготовки минерального сырья к выемке и непосредственной выемки при ведении горных работ, основанная на принципах малоотходности и ресурсосбережения для повышения эффективности работы горно-перерабатывающего производства.

2. Учитывая, что в настоящее время возможно использование различных технологий переработки руд, характеризующихся разным уровнем извлечения полезных компонентов, эксплуатационными и капитальными затратами, целесообразно осуществлять оценку эффективности добычи и переработки разнородных руд и, формируемого при обогащении богатых составляющих, техногенного сырья по альтернативным схемам.

3. Установлено, что при разработке сложноструктурных месторождений целесообразно выделять руды не менее трех сортов, границы которых определяются технологическими режимами и параметрами их переработки, при этом выбор способа подготовки к выемке и выемки твердого полезного ископаемого осуществляется по критерию максимума суммарного ЧДД (прибыли) добычи разнородных руд, перерабатываемых по разным технологическим схемам, включая отходы от переработки богатых руд, дополнительно вовлекаемых в оборот.

4. Результаты комплексных аналитических исследований и геотехнологического тестирования проб взорванной руды одного из золоторудных месторождений с разделением их по классам крупности показали, что содержание металла в рудной мелкой фракции (-10 мм) в 2,0...2,3 раза превышает средний показатель в пробах богатых, рядовых, бедных и особо бедных руд, в тоже время крупные классы характеризуются относительно низким содержанием золота, в связи с чем, целесообразно разделять в процессе выемки и/или подготовки к переработке рудную массу различной крупности.

5. Применение технологических схем добычи и предварительной подготовки руд к переработке, с учетом такой особенности как фракционирование по классам крупности с существенно различным содержанием полезного компонента, определяющая возможность выделения из общей рудной массы фракций повышенной и пониженной ценности, для направления их на переработку совместно с сортами руд соответственно, более высокого или более низкого качества при обеспечении их технологической совместимости позволит на 4...10 % повысить сквозное извлечение полезного компонента.

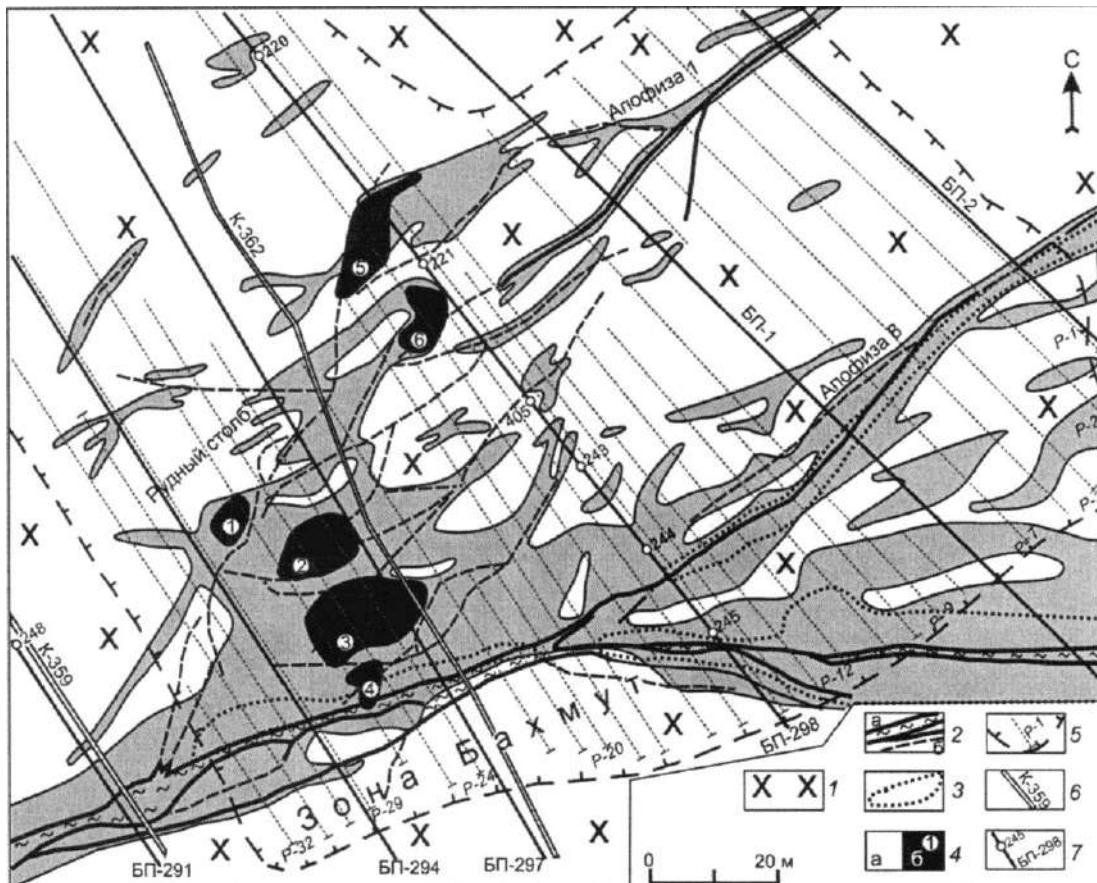
6. Установлено, что использование комбинированных технологических схем при добыче и переработке песков сложноструктурных россыпей, комплексно учитывающих такие параметры как содержание металла в песках, крупность, форму и пробность золотин, а также дезинтегрируемость песков позволит увеличить извлечение металла на 5-14 % в сравнении с традиционными технологиями.

3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОСВОЕНИЯ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЕДЕНИЕМ ВНУТРИСОРТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ

3.1 Анализ вещественно-структурной неоднородности рудных образований

Известно, что неравномерность содержаний химических элементов во всех геологических образованиях является природной закономерностью, при этом концентрационная неоднородность распределения полезных компонентов может рассматриваться на уровне рудных узлов и месторождений, рудных тел и отдельных их частей (линзы, гнезда, столбы и т.п.), минеральных агрегатов и отдельных минералов [21, 90, 203, 297]. Для золоторудных месторождений неравномерность распределения золота всегда отмечалась как их характерное свойство [118, 281]. Так по данным [281] на золоторудных месторождениях Южной Якутии включения с повышенным содержанием золота («рудные столбы» и «рудные гнезда») по площади занимают от 6,1 до 9,8 %, однако в них сосредоточено от 22 до 55 % запасов металла, при этом гнезда богатых руд часто расположены в забалансовых рудах или прерывистых контурах бедных и рядовых руд. На золотосеребряном месторождении Бургали (Магаданская область) при средних содержаниях золота 7,52 г/т и серебра 30,87 г/т имеются рудные включения с содержаниями золота до 150 г/т и серебра до 780 г/т [86]. Согласно данным работы [17], на участке одного из золоторудных месторождений особо богатые и богатые руды со средними содержаниями металла 50,83 и 26,05 г/т, при объеме в блоке 1,54 и 6,75 % содержат 17,51 и 30,76 % металла соответственно, при этом среднее содержание металла в рядовой и бедной руде составляет 4,47 и 1,22 г/т соответственно.

На рисунке 3.1 представлена золотоносная зона Бахмут месторождения Пионер (Амурская область), которая представляет собой кварцевый штокверк шириной около 15-35 м с содержанием золота в сечениях рудных тел от 0,4 до 3 г/т при средних значениях 0,9-1,7 г/т [134]. В составе рудного столба по результатам разведочного опробования расчисток траншеи выявлены шесть богатых рудных включений (бананцев), размеры которых варьируют от 5x7,5 до 15x20 м, с содержаниями золота десятки граммов на тонну. На рисунке 3.2 приведен фрагмент поперечного разреза рудного столба, полученный по результатам опробования керна, в ходе которого были выявлены несколько глубинных бананцев, так в бананце Б-9 содержания золота составляют от 12 до 74 г/т.



1 – вмещающие диориты; 2 – разломы; 3 – совмещенные поля брекчий и густых прожилков кварца; 4 – рудоность: а – бедные и рядовые руды; б – богатые рудные включения (бананцы) и их номера; 5 – контур траншеи; 6 – разведочные канавы; 7 – буровые скважины

Рисунок 3.1 – Богатые рудные включения в золотоносной зоне Бахмут месторождения Пионер согласно [134]

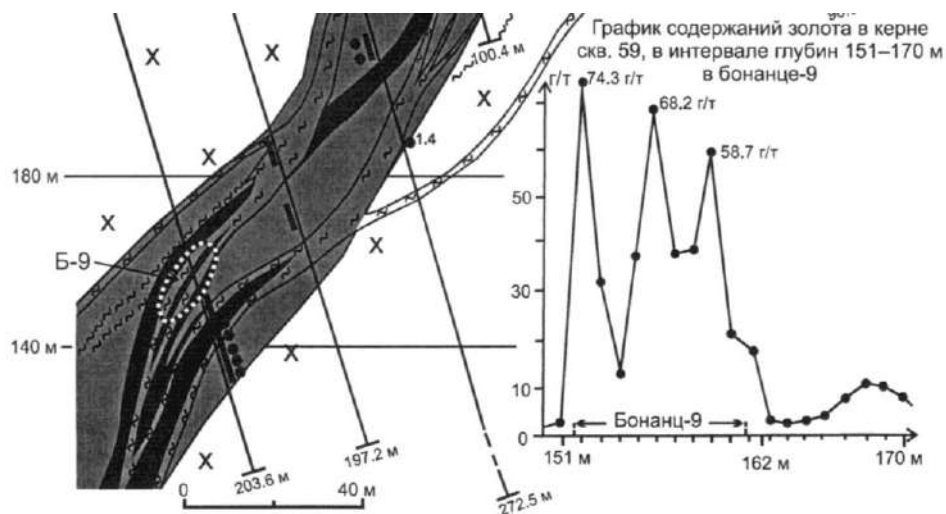


Рисунок 3.2 – Фрагмент поперечного разреза рудного столба золотоносной зоны Бахмут и график содержания золота в богатом рудном включении (бананце) Б-9 [134]

На рисунке 3.3 представлен характер локализации золотого оруденения месторождения Колчеданный утес (Амурская область), на котором также присутствуют богатые рудные включения размерами от 2x8 до 5x15 м, имеющие содержания золота многократно большие в сравнении с рядовыми рудами.

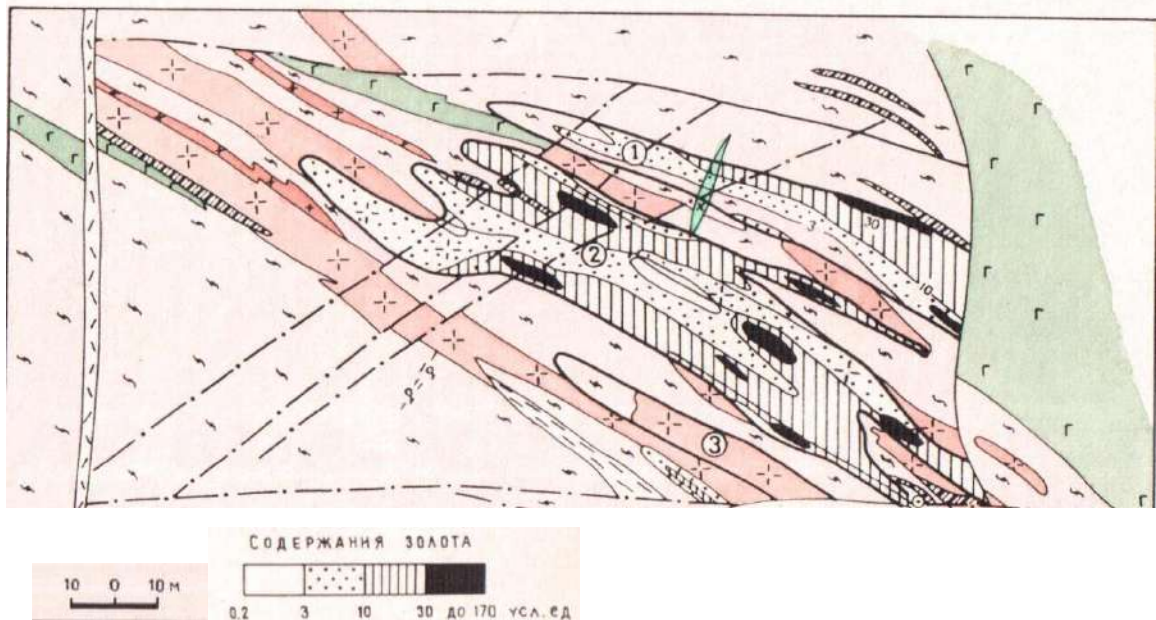


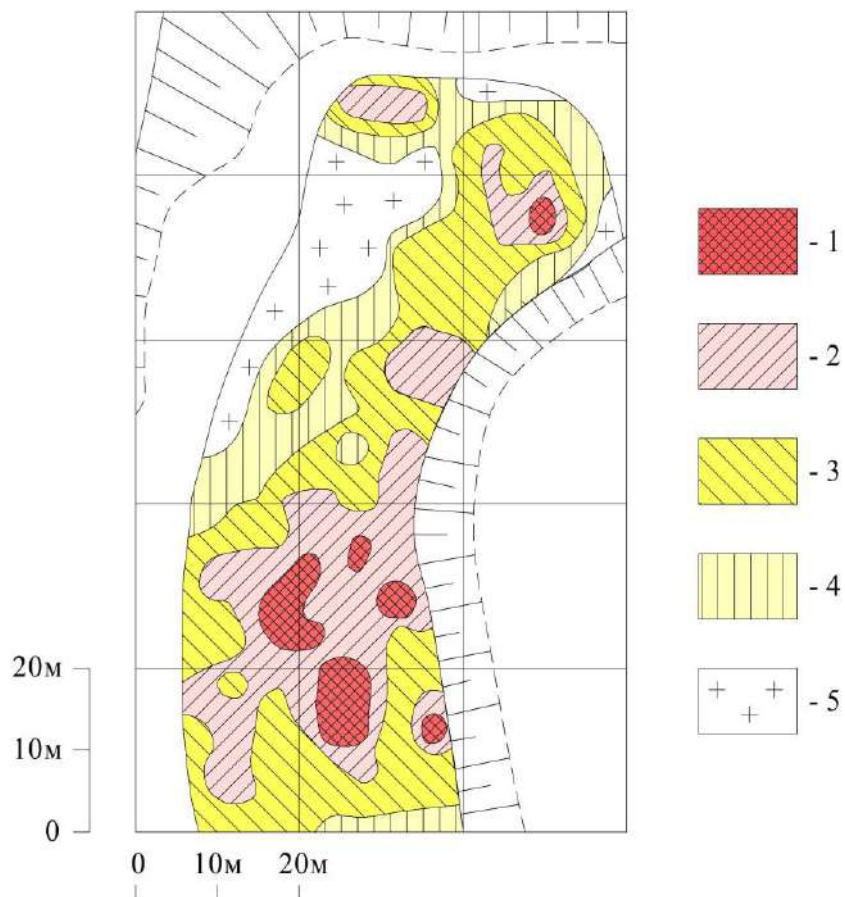
Рисунок 3.3 – Характер локализации золотого оруденения месторождения Колчеданный утес согласно [15]

На золотосеребряном месторождении Многовершинное (Хабаровский край), сложенным жильно-штокверковыми рудными телами, распределение благородных металлов в рудных телах весьма неравномерное, при среднем содержании золота 9,5 г/т – в локальных участках 200-250 г/т, содержание серебра – от 10 до 140 г/т [289].

Диссертантом обработаны данные эксплуатационной разведки ранее отработанных участков некоторых золоторудных месторождений и составлены сортовые планы (рисунки 3.4-3.6), а в таблицах 3.1-3.3 приведены результаты расчетов удельного посортного объема руд и содержания в них металла. Из таблицы 3.1 видно, что на долю богатых руд приходится 5,7 % объема выемочного блока, однако при этом в них содержится 29,7 % металла блока.

Таблица 3.1 – Удельный посортной объем руд и содержание в них металла горизонта 750 Западного блока золоторудного месторождения Талатуй

Сорт руды	Площадь рудных включений по сортам		Среднее содержание металла, у.е.	Доля металла, %
	м ²	%		
Богатая	163	5,7	9,55	29,7
Рядовая	712	25,0	3,21	43,5
Бедная	1057	37,2	1,12	22,5
Особо бедная	514	18,1	0,44	4,3
Включения пустых пород	397	14,0	-	-
Итого	2843	100,0	2,15	100,0



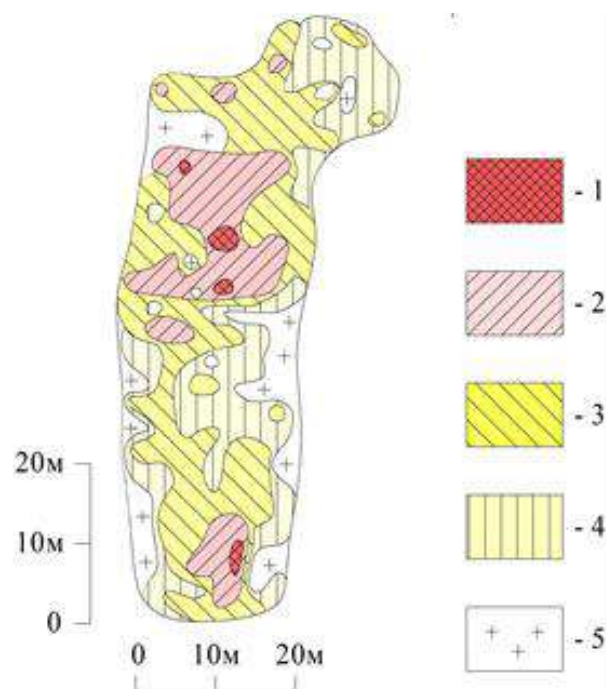
Диапазоны содержания Au, у.е.: 1 – богатая руда (более 6); 2 – рядовая руда (2-6); 3 – бедная руда (0,7-2); 4 – особо бедная руда (0,3-0,7); 5 – включения пустых пород (менее 0,3)

Рисунок 3.4 – Сортной план горизонта 750 Западного блока золоторудного месторождения Талатуй

На участках, представленных преимущественно бедными рудами, также наблюдается неравномерное распределение металла в рудном массиве с наличием богатых рудных включений. На рисунке 3.5 представлен сортовой план горизонта 735 Западного блока золоторудного месторождения Талатуй.

Таблица 3.2 – Удельный посортной объем руд и содержание в них металла горизонта 735 Западного блока золоторудного месторождения Талатуй

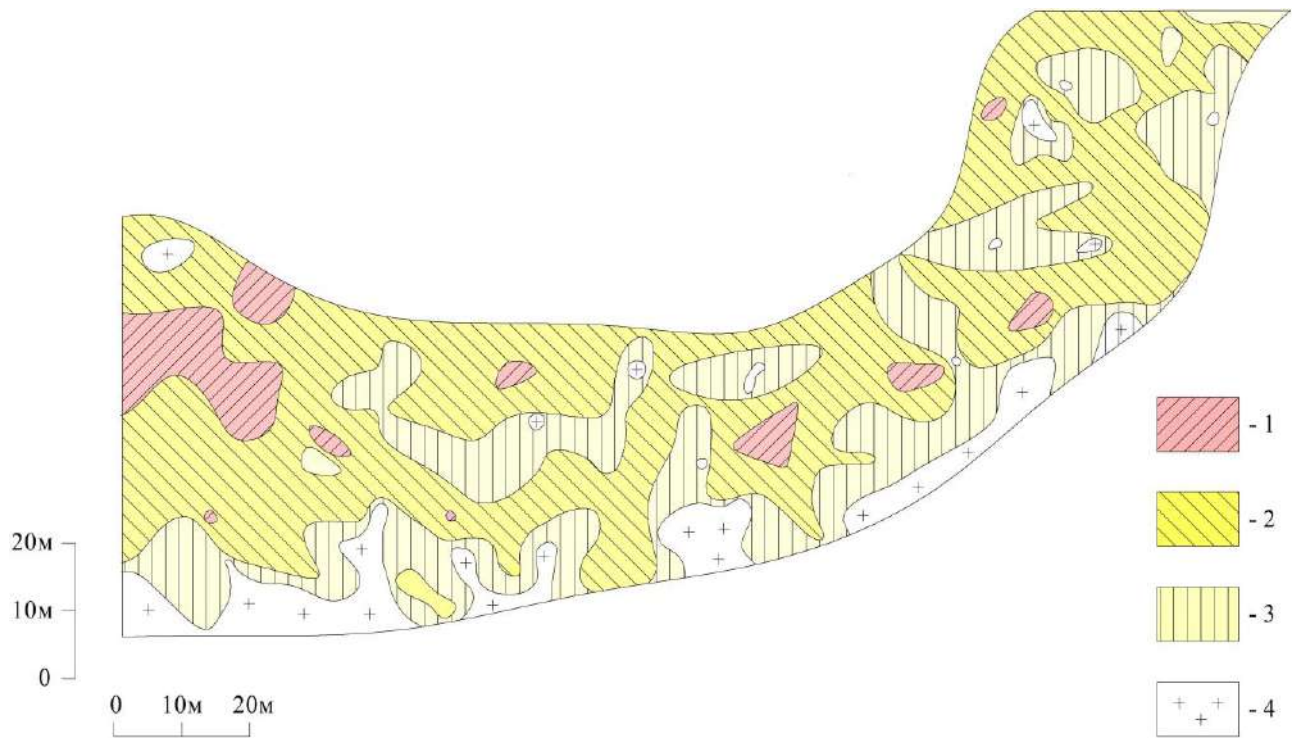
Сорт руды	Площадь рудных включений по сортам		Среднее содержание металла, у.е.	Доля металла, %
	м ²	%		
Богатая	16	1,3	8,37	7,5
Рядовая	231	18,8	3,54	47,6
Бедная	488	39,6	1,25	35,5
Особо бедная	334	27,1	0,48	9,4
Включения пустых пород	163	13,2	-	-
Итого	1232	100,0	1,61	100,0



Диапазоны содержания Au, у.е.: 1 – богатая руда (более 6); 2 – рядовая руда (2-6); 3 – бедная руда (0,7-2); 4 – особо бедная руда (0,3-0,7); 5 – включения пустых пород (менее 0,3)

Рисунок 3.5 – Сортовой план горизонта 735 Западного блока золоторудного месторождения Талатуй

В ряде случаев при оценке качества руды по усредненным на весь блок показателям вся добытая руда отправляется в спецотвал (склад некондиционной руды). На рисунке 3.6 представлен отработанный блок одного из золоторудных месторождений со средним содержанием металла 0,95 г/т весь объем руды, руда из которого была направлена в специальный отвал (минимальное содержание в кондиционной бедной руде, принятое на предприятии, составляло 1 г/т).



Диапазоны содержания Au, г/т: 1 – рядовая руда (более 2); 2 – бедная руда (0,7-2); 3 – особо бедная руда (0,3-0,7); 4 – включения пустых пород (менее 0,3)

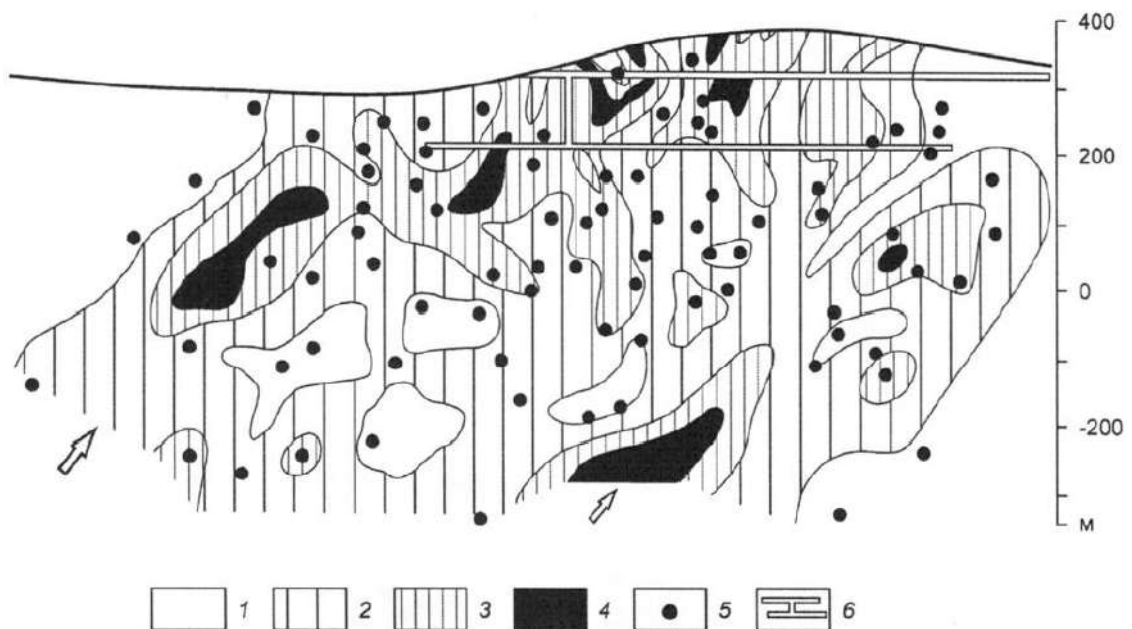
Рисунок 3.6 – Сортовой план горизонта 600 Южного блока одного из золоторудных месторождений

Таблица 3.3 – Удельный посортовой объем руд и содержание в них металла горизонта 600 Южного блока золоторудного месторождения

Сорт руды	Площадь рудных включений по сортам		Среднее содержание металла, г/т	Доля металла, %
	м ²	%		
Рядовая	498	6,7	2,41	18,7
Бедная	3877	52,6	1,05	64,0
Особо бедная	2283	31,0	0,48	17,3
Пустые породы	715	9,7	-	-
Итого	7373	100,0	0,95	100,0

На месторождениях цветных металлов также наблюдается высокая изменчивость содержаний полезных компонентов в рудах, так согласно данным работы [17] на одном из участков исследуемого месторождения в богатой, рядовой и бедной руде содержание меди составляет 2,04; 0,68 и 0,17 % (среднее содержание меди – 0,61 %), при выходе сортов руды 19,81; 15,24 и 64,95 % соответственно, таким образом, богатые руды содержат 65,7 % металла.

На рудных месторождениях изменчивость содержаний полезных компонентов прослеживается не только в плане, но и по глубине (рисунки 3.7-3.10). На рисунке 3.7 представлено распределение золота в продольной проекции одного из рудных тел месторождения Майское (Чукотка) [86].



Диапазоны содержания Au, г/т: 1 – менее 5; 2 – 5-15; 3 – 15-25; 4 – более 25; 5 – скважины; 6 – горные выработки

Рисунок 3.7 – Распределение золота в продольной проекции рудного тела на месторождении Майское [86]

На рисунке 3.8 представлен вертикальный разрез с выделением сортов руды карьера Мурунтау (Узбекистан) с интервалом опробования 15 м (высота уступа), на котором в массиве некондиционных, бедных и рядовых руд с содержанием 0,5-4 г/т имеются включения богатых руд с содержанием 4-8 и более 8 г/т.

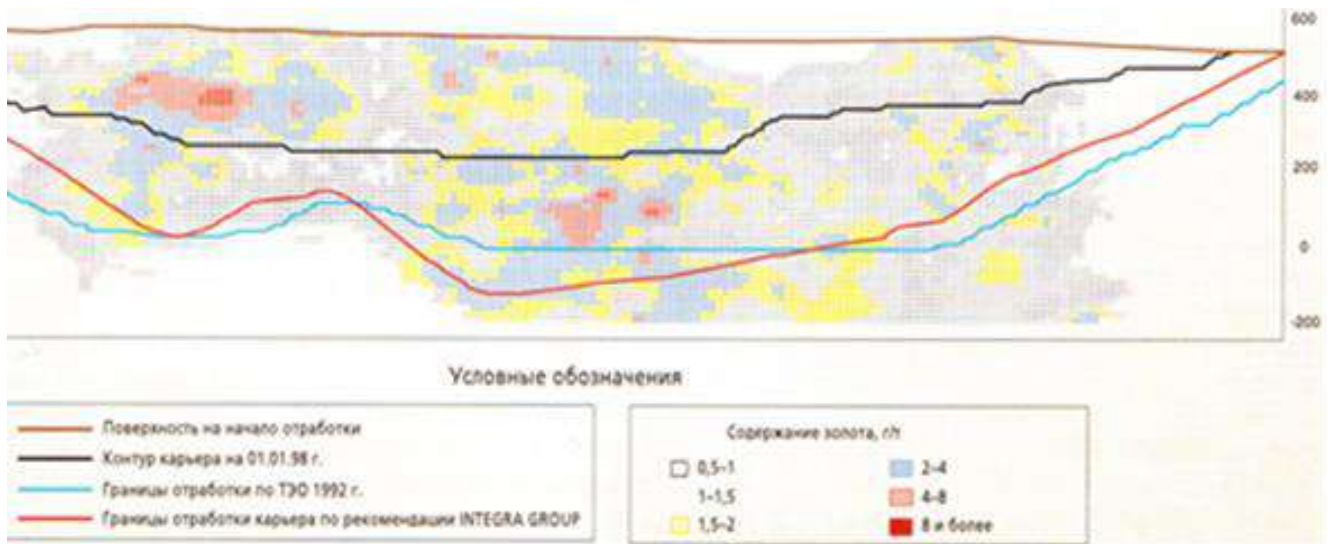


Рисунок 3.8 – Вертикальный разрез с выделением сортов руды месторождения Мурунтау [95]

При уменьшении интервала опробования включений богатых руд с 15 до 4-5 м возможно выявить локальные рудные включения с содержаниями золота десятки г/т с одновременным оконтуриванием участков рядовых, а возможно и бедных руд. На рисунке 3.9 изображен фрагмент сортового разреза карьера Мурунтау, представленный преимущественно бедными рудами с содержанием золота 0,5-2 г/т, при этом даже на таком сравнительно «бедном» участке присутствуют не только включения рядовых, но также и богатых руд.

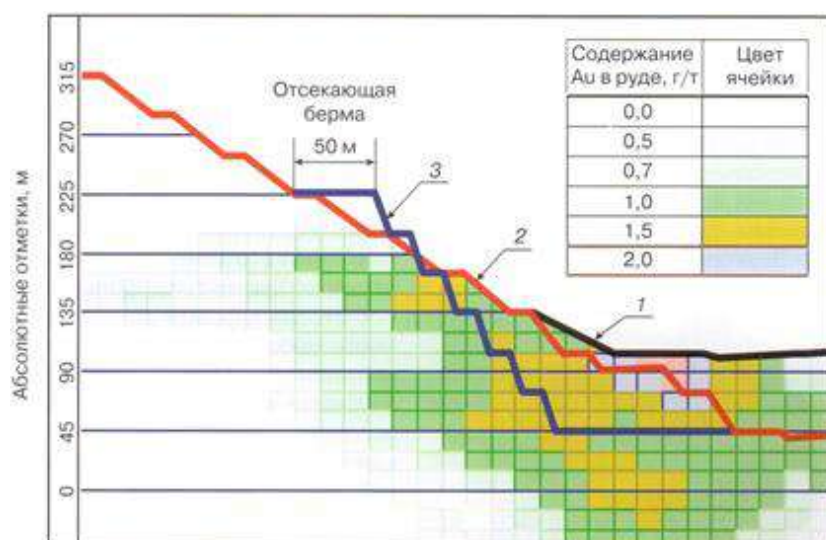


Рисунок 3.9 – Фрагмент вертикального разреза с выделением сортов руды месторождения Мурунтау [277]

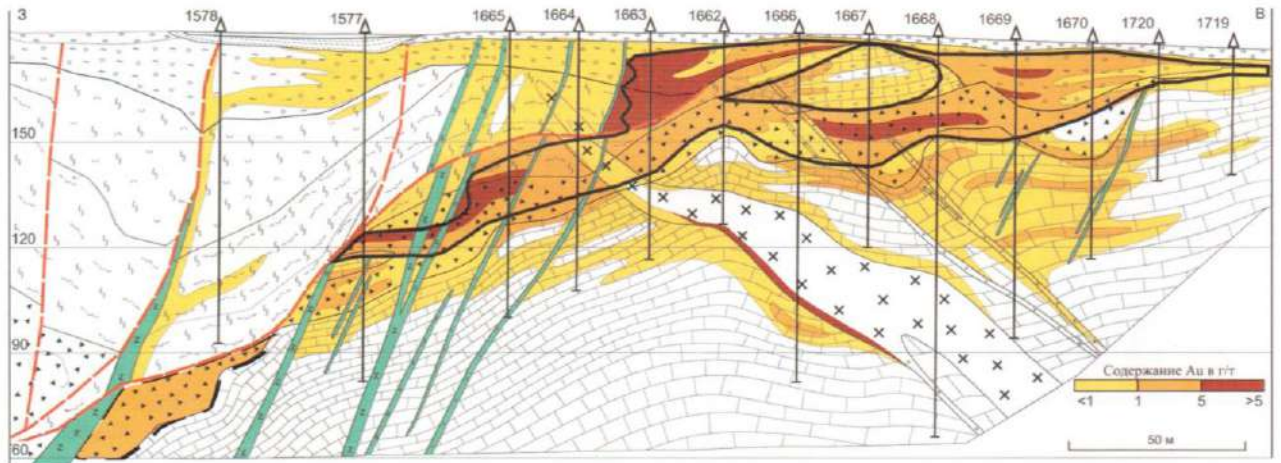
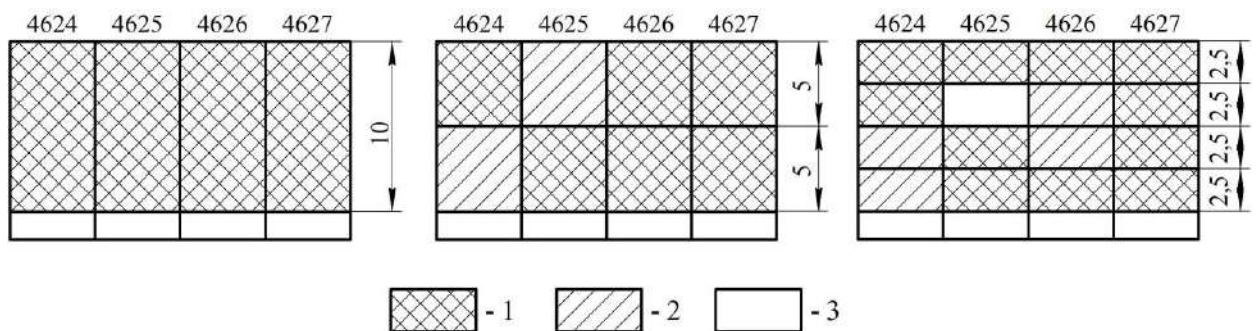


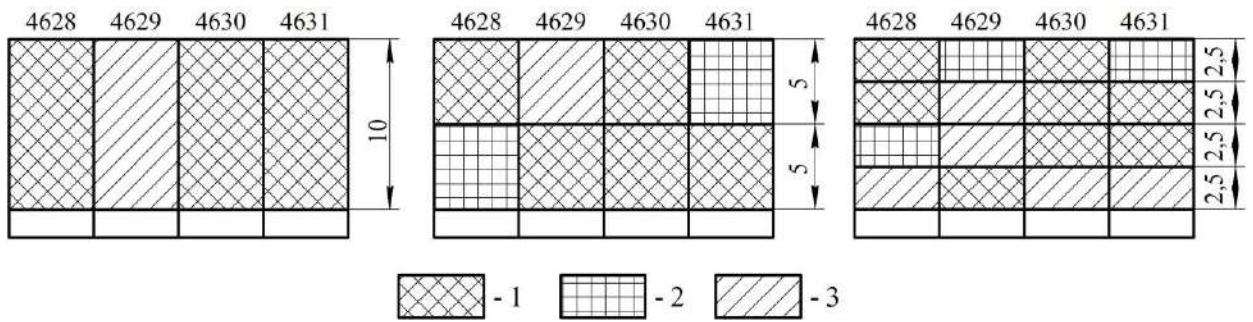
Рисунок 3.10 – Разрез по буровой линии 56^б Воронцовского золоторудного месторождения (Свердловская область) согласно [89]

Сортовой разрез может значительно изменяться в зависимости от величины интервала отбора проб. Так исследования, проводившиеся под руководством проф. Секисова Г.В. на Кальмакырском месторождении комплексных руд (Узбекистан), которые велись по сетке 4,5x5 м в плане показали, что в массиве кондиционной руды при уменьшении интервалов опробования по вертикали с 10 до 5 и 2,5 м (рисунки 3.11, 3.12) появляются участки некондиционных руд и даже включения пустых пород [69], при этом коэффициент вариации содержания меди в кондиционных рудах изменялся в пределах 28-37 %, молибдена – 49-73 %, золота – 43-58 % и серебра – 40-49 %.



1 – кондиционная руда; 2 - некондиционная руда; 3 – порода

Рисунок 3.11 – Разрез выемочного блока по линии скважин по содержаниям полезного компонента месторождения Кальмакыр при интервалах опробования 10; 5; 2,5 м [69]

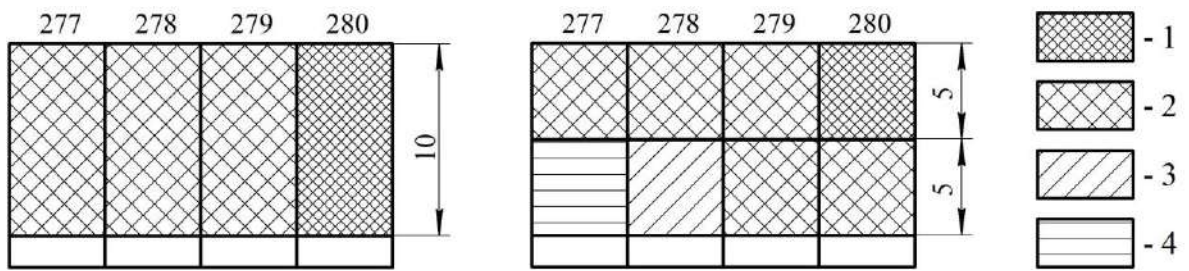


1 – сульфидная неупорная руда; 2 – сульфидная упорная руда; 3 – смешанная руда

Рисунок 3.12 – Разрез выемочного блока по линии скважин по типам руд месторождения Кальмакыр при интервалах опробования 10; 5; 2,5 м [69]

Из рисунка 3.12 видно, что с уменьшением величины интервалов в скважинах вместо только сульфидной неупорной руды или смешанной руды появилось два-три типа, включая упорные руды. Смешанные руды при переработке по флотационной технологии характеризуются относительно низкими показателями извлечения полезного компонента (меди) в концентрат, вследствие присутствия в них труднофлотируемых окисленных минералов меди. Но в то же время, при их переработке по схеме кучного выщелачивания, извлечение может быть даже выше, причем в этом случае капитальные и эксплуатационные затраты ниже, а кроме того, получается черновой металл, а не концентрат. При переработке сульфидных руд имеет место обратная картина: высокие показатели извлечения при переработке по флотационной схеме и низкие при переработке методом кучного выщелачивания, кроме того, для выщелачивания первичных руд требуется затратный процесс предокисления.

Исследования, проводившиеся с участием диссертанта на золоторудном месторождении Биркачан, также выявили существенное изменение сортового разреза в зависимости от величины интервала отбора проб (рисунок 3.13), которые велись по сетке 4,0x4,5 м в плане и через 5 и 10 м по вертикали [178]. С уменьшением величины интервалов отбора проб внутренние контуры рудного тела значительно изменяются и в зоне рядовых руд выявляются включения бедных и даже особо бедных руд, в тоже время в зоне богатых руд выявлено включение рядовой руды. Таким образом, для обеспечения снижения пересортицы целесообразно вести отработку взорванного десятиметрового уступа двумя пятиметровыми подступами.



1 – богатая руда; 2 – рядовая руда; 3 – бедная руда; 4 – особо бедная руда

Рисунок 3.13 – Разрез выемочного блока по линии скважин по содержаниям полезного компонента золоторудного месторождения Биркачан при интервалах опробования 10; 5 м

Еще более контрастную картину высокой изменчивости содержаний полезного компонента можно увидеть на геологических разрезах с данными поинтервального опробования (рисунки 3.14-3.15). На рисунке 3.14 представлены фрагменты геологического разреза рудного тела одного из полиметаллических месторождений Амурской области.

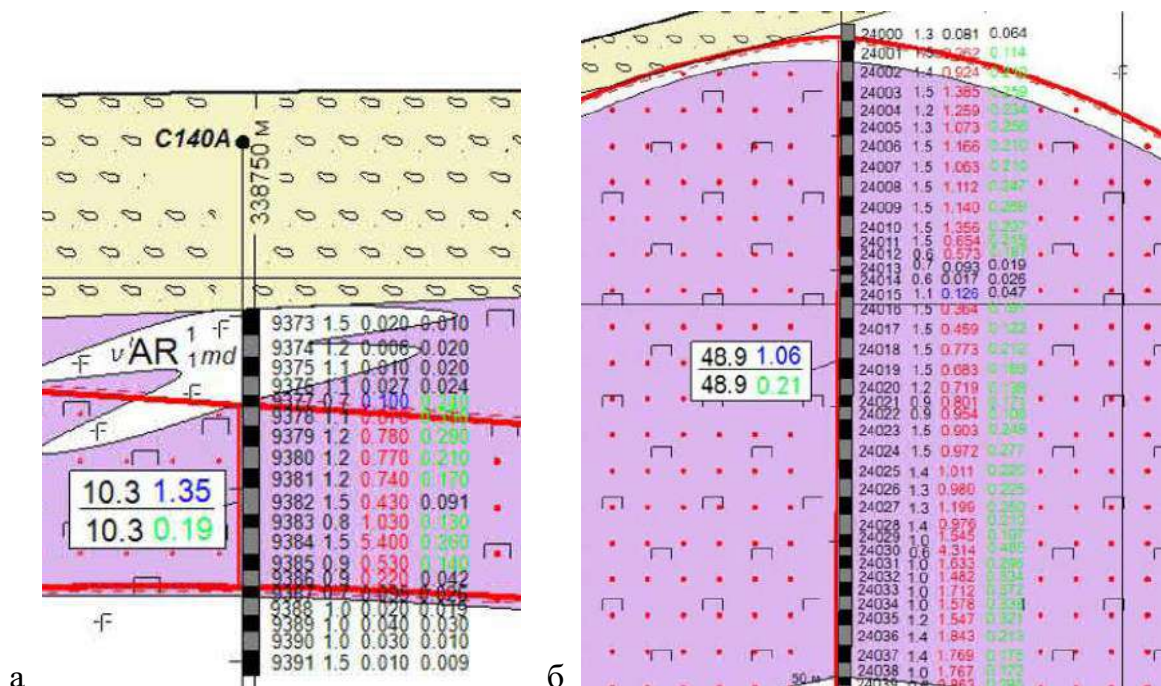


Рисунок 3.14 – Фрагменты геологического разреза с данными поинтервального опробования рудного тела медно-никелевого месторождения Кун-Маньё

Так на фрагменте (рисунок 3.14а) имеется интервал богатых руд мощностью 1,5 м с содержанием никеля 5,4 %, при этом содержание никеля в оставшихся интервалах рудного тела мощностью 10,3 м составляет всего 0,22...1,03 %.

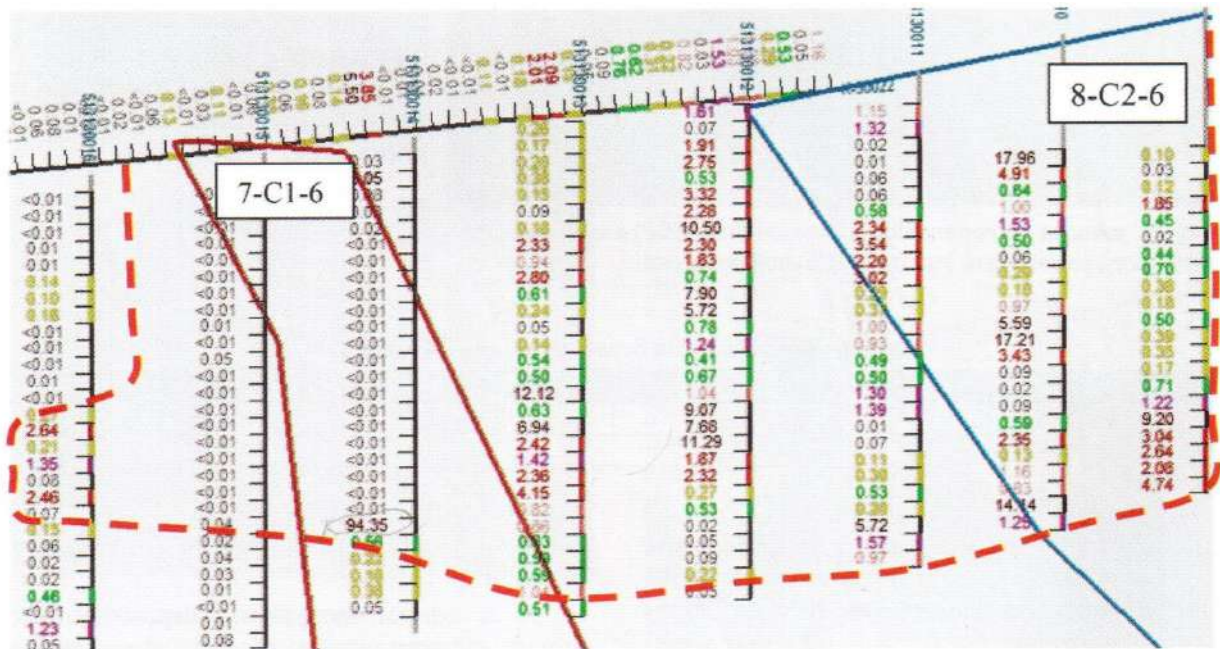


Рисунок 3.15 – Вертикальный разрез залежи золоторудного месторождения Павлик с данными поинтервального опробования [220]

Весьма сложную структуру также имеют рудные тела жильного типа. Так золоторудные кварцевые жилы Курун-Агалыкского рудно-россыпного узла (Якутия) имеют участки локализации золотого оруденения в форме гнезд, которые приурочены к зальбандам, раздувам, выклиниванию и раздвоению жил, объем гнезд составляет от 0,2 до 5 м³ с содержаниями золота в них десятки и первые сотни граммов на тонну [169].

На золоторудном месторождении Бадран (Якутия) мощность кварцевых жил изменяется от 0,2 до 1,5 м, содержание золота в руде варьирует от первых грамм до сотен грамм на 1 т, при этом участки повышенной золотоносности локализованы в виде рудных столбов, приуроченных к местам пересечения надвига субширотными разрывами [169]. В работе [160] по данным одного из погашенных блоков типичной жилы золоторудного месторождения выявлено, что 95,4 % запасов полезного ископаемого сосредоточено в 4 % объема блока. Проведенный в исследовании [128] обзор горно-технологических характеристик жильных золоторудных месторождений Дальнего Во-

стока показал, что месторождения имеют сложную структуру и высокую изменчивость содержаний полезного компонента от первых грамм до сотен грамм на тонну, при этом в некоторых из них выявлены обогащенные включения с килограммовыми содержаниями (таблица 3.4).

Таблица 3.4 – Горно-технологическая характеристика некоторых жильных золоторудных месторождений Дальнего Востока согласно [128]

Месторождение	Мощность рудных тел, м	Содержание золота, г/т (среднее содержание, г/т)	Возможный метод обогащения руды	Масштаб месторождения
Токурское	0,2-0,7	15-50 до 200 (17,58)	Гравитация, флотация	Среднее
Харгинское	0,1-1,3	30-50 до 380	Гравитация, флотация	Мелкое
Агние-Афанасьевское	0,05-0,10	до 1000-2000 (25)	Гравитация, флотация	Мелкое
Дяппе	0,04-0,45	до 200-300	Прямое цианирование	Мелкое
Покровско-Троицкое	0,15-0,25	до 4000 (35,4)	Гравитация	Мелкое

В пределах эксплуатационных блоков жильных месторождений нередко наблюдаются выклинивания рудных тел, пережимы, резкие скачки в рудонасыщении или полное отсутствие промышленных минералов. Содержание металла в жилах меняется не только по площади, но и по мощности, когда богатые руды с содержанием десятки и сотни грамм на тонну, соседствуют с бедными рудами (рисунки 3.16-3.18).

На рисунке 3.16 представлены фрагменты продуктивной части жилы золоторудного месторождения Пионер (Амурская область).

Поскольку жилы имеют незначительную мощность в сравнении с размерами рудных тел по простиранию и падению, то наибольший интерес представляет анализ распределения полезных минералов на площади жилы. На рисунке 3.17 представлен характер распределения рудных и безрудных участков в плоскости жил на золоторудном месторождении Джамгыр (Кыргызская Республика) [62].

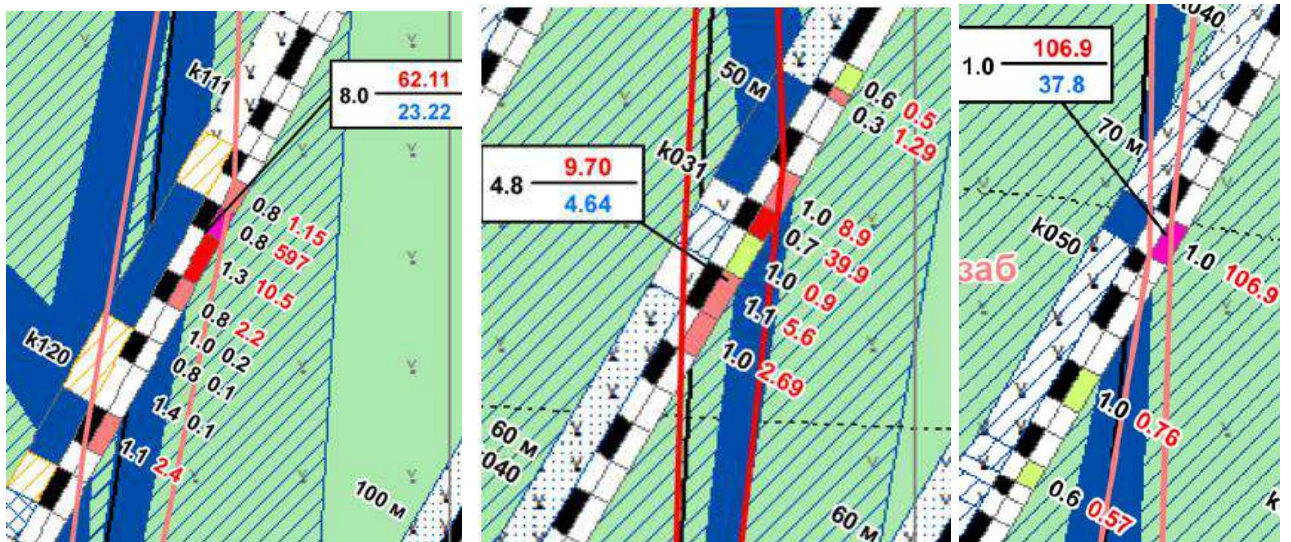


Рисунок 3.16 – Фрагменты продуктивной части жилы золоторудного месторождения Пионер. Величина интервала опробования (м) и содержание золота/серебра (у.е.)

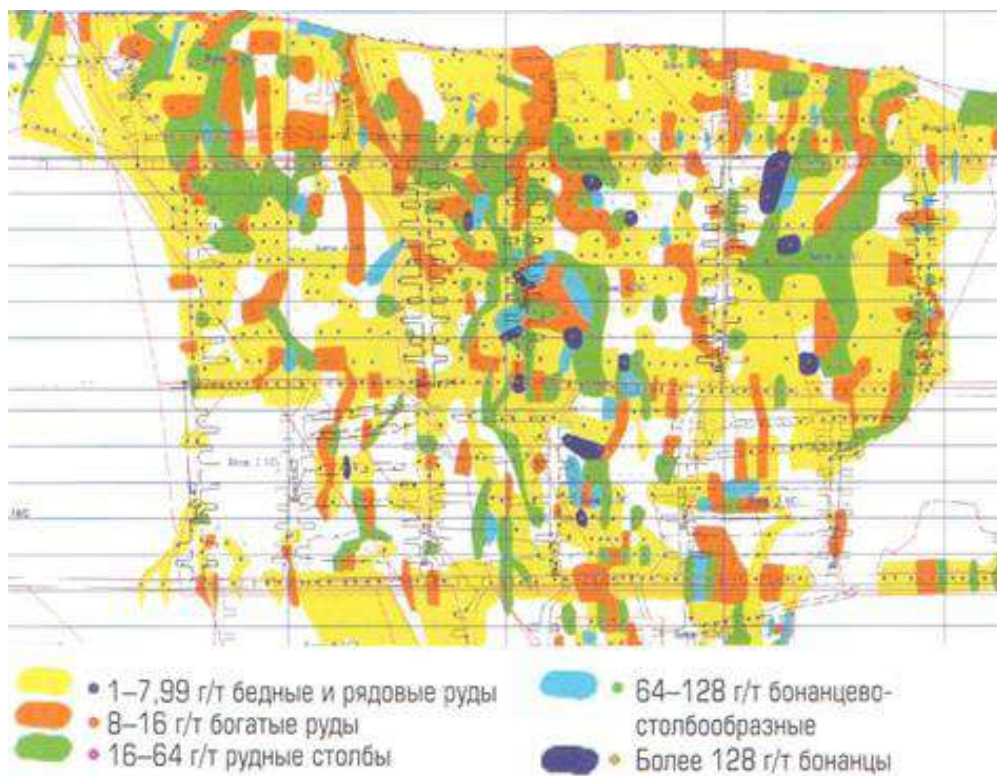
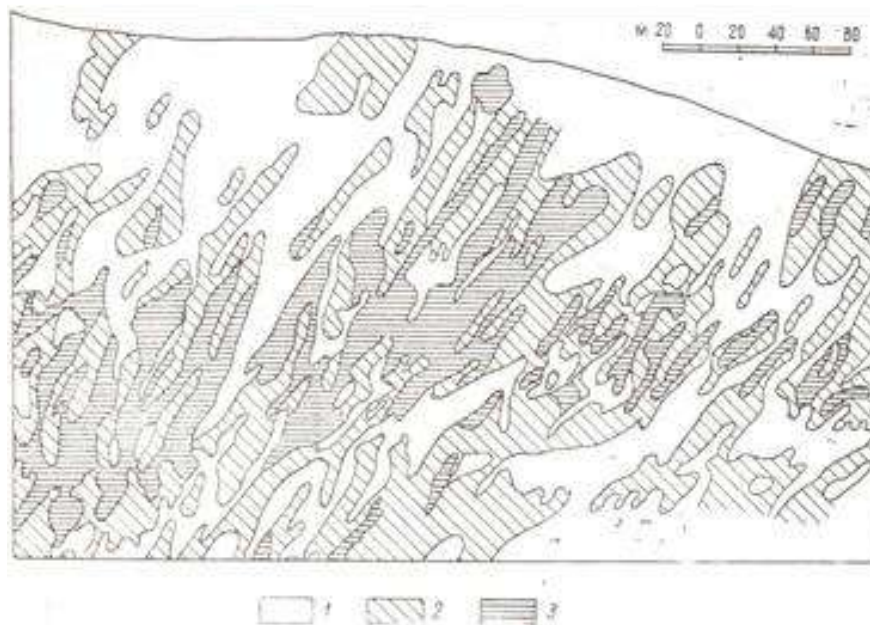


Рисунок 3.17 – Распределение содержания золота по простиранию одной из рудных жил месторождения Джамгыр [62]

На рисунке 3.18 представлен характер распределения содержания олова по простиранию рудной жилы одного из оловорудных месторождений.



1 – забалансовые и безрудные участки; 2 – руды средней ценности; 3 – ценные и весьма ценные руды

Рисунок 3.18 – Распределение содержания олова по простиранию рудной жилы одного из оловорудных месторождений [71]

Приведенные примеры кластерной организации рудного вещества подтверждают необходимость селективной выемки сортов руд с обеспечением опережающего внутрисортowego селективного извлечения рудных включений с повышенным содержанием полезного компонента.

3.2 Обоснование алгоритма выбора последовательности разработки сложноструктурных рудных блоков с учетом возможности опережающей селективной выемки богатых включений

Исследованиями, представленными автором в предыдущих главах диссертационной работы, доказано, что для эффективного освоения сложноструктурных месторождений требуется обоснование технологических схем, обеспечивающих внутрисортую

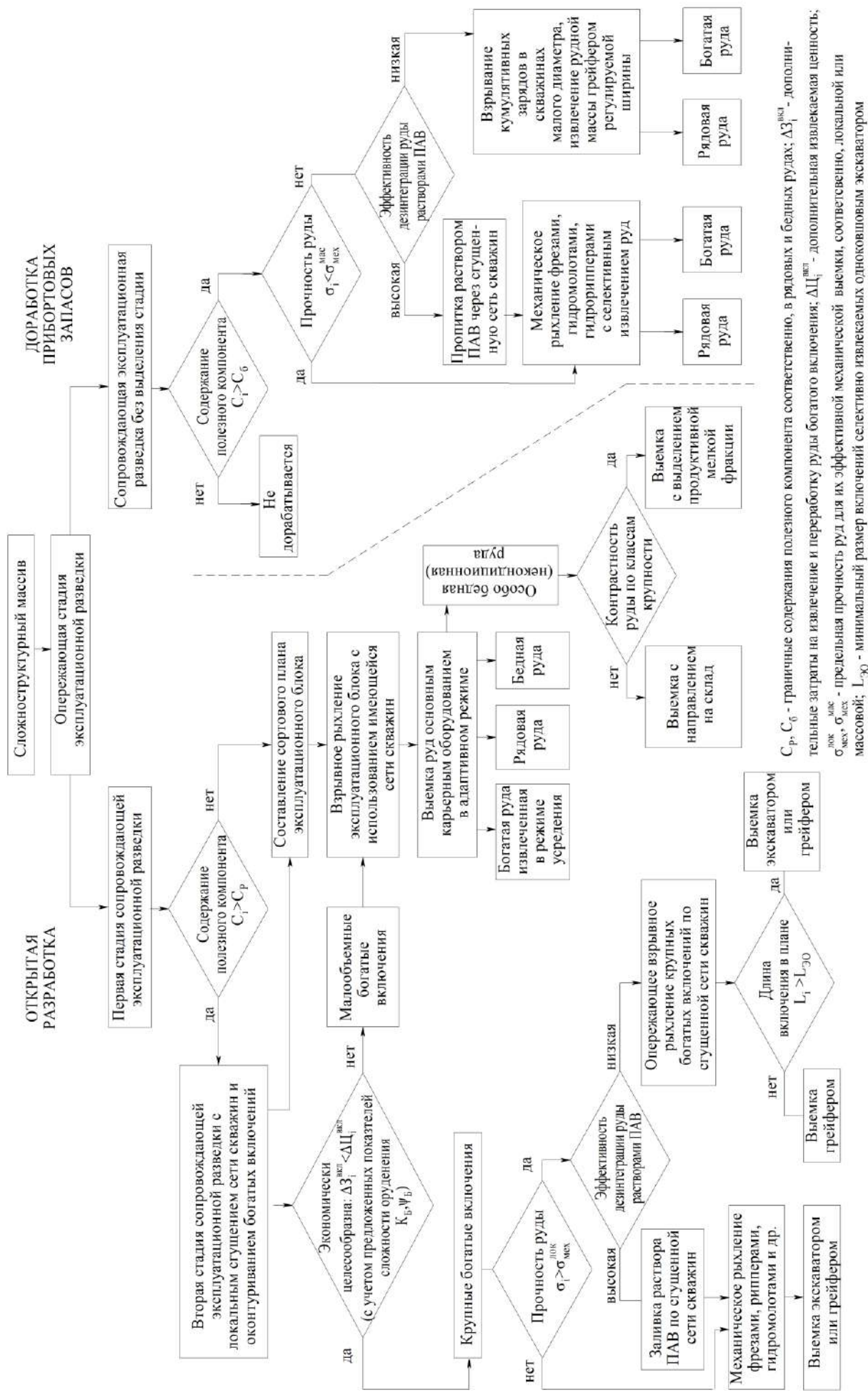
селекцию при выемке. Это требует разработки новых или усовершенствованных технико-технологических решений по селективной выемке руд с учетом их физико-технических параметров, а также морфологии рудных тел. Штокверковое оруденение представляет собою систему хаотично ориентированных прожилков с сопутствующей вкрапленной минерализацией. Прожилково-вкрапленное оруденение с относительно равномерным распределением характерно для участка «Лагерный» Сорского молибденового месторождения (Красноярский край), неравномерное распределение с изменчивой мощностью прожилков и зон вкрапленности характерно для руд медно-молибденового месторождения Кальмакыр (Узбекистан). Молибденовое месторождение Гитче-Тырныауз (Кабардино-Балкария) составляют руды с изменчивым размером интенсивности и размером вкрапленности. Основное количество штокверковых месторождений включают руды с изменяемой мощностью прожилков и с изменяемыми размерами и интенсивностью вкрапленности, к таким можно отнести медно-золоторудное месторождение Малмыж (Хабаровский край). Прожилковое оруденение с концентрической зональностью характерно для некоторых участков Шахтаминского молибденово-медно-золоторудного месторождения и Жерикенского молибденового месторождения (Забайкальский край). Многоядерную структуру имеют участок «Главный» Сорского молибденового месторождения, а также золоторудное месторождение Мурунтау (Узбекистан). Жильно-штокверковый морфолого-структурный тип оруденения характерен для руд таких ценных компонентов как золото, уран, молибден, вольфрам, олово.

Жильное оруденение с позиций выемки можно разделить на два типа: с выдержанными параметрами залегания (простираения, падения, мощности); с невыдержанными параметрами (с раздувами и пережимами, с изменением простираения и падения, но с выдержанным распределением полезного компонента). При этом оруденение с выдержанными параметрами залегания может иметь существенное неравномерное распределение полезного компонента с наличием зон сплошной рудной минерализации – бонанцевая структура (отдельные участки Дарасунского и Бaleyского золоторудных месторождений (Забайкальский край), Бендиго (Австралия)) или относительно равномерное распределение (Ключевское золоторудное месторождение, оловорудные месторождения Кавалеровского района Приморского края, Садонское свинцово-цинковое месторождение (Северная Осетия)). В жилах с раздувами или пережимами (с изменением мощности от 1,5 раз) обусловлена необходимость селективной выемки в зонах с локальными изме-

нениями мощности. В жилах с изменчивым размером и интенсивностью вкрапленности характеризующихся высокой вариативностью содержаний полезного компонента от 0,1 г/т до 1000 г/т и выше (так на Дарасунском и Балейском месторождениях содержание полезных компонентов в локальных участках жил нередко превышало 1000 г/т, что предопределяет необходимость их селективной выемки). В жилах с переменным вещественным составом, который может быть представлен кварцевым, кварц-турмалиновым, карбонатным (с кальцитовым или доломитовым) заполнителем целесообразно, учитывая разные технологические свойства данных видов оруденений, извлекать селективно (Дубровское оловорудное месторождений, участки Дарасунского и Балейского месторождений). Мелкие месторождения с жилами с изменяемым углом падения зачастую не интересны для разработки крупными предприятиями, что требует применения технологических решений с использованием мобильных добычных комплексов.

При отработке сложноструктурного выемочного блока целесообразно обеспечить опережающую внутрисортовую селективную выемку локальных участков богатых руд до проведения взрывного рыхления основной части блока для исключения их перемешивания с рудами, имеющими существенно более низкое содержание полезного компонента. Диссертантом предложен алгоритм выбора технологии разработки сложноструктурных месторождений, представленный в виде блок-схемы (рисунок 3.19), с учетом рассчитанного по усовершенствованной методике граничного коэффициента вскрыши $K_{гр}$, предопределяющего возможность отработки запасов открытым способом.

Вопросами определения граничного коэффициента вскрыши занимались В.В. Ржевский, К.Н. Трубецкой, А.И. Арсентьев, Б.П. Юматов, П.Э. Зурков, В.С. Хохряков, Г.А. Холодняков и другие ученые [14, 186, 239], диссертантом предлагается усовершенствованная методика с учетом возможности вовлечения в переработку продуктивной фракции некондиционных руд, извлекаемых из недр в значительном объеме при открытой разработке сложноструктурных месторождений:



C_p, C_0 - граничные содержания полезного компонента соответственно, в рядовых и бедных рудах; $\Delta Z_1^{вкл}$ - дополнительные затраты на извлечение и переработку руды богатого включения; $\Delta C_1^{вкл}$ - дополнительная извлекаемая ценность; $\sigma_{мех}^{лок}, \sigma_{мех}^{мех}$ - предельная прочность руд для их эффективной механической выемки, соответственно, локальной или массовой; $L_{ЭО}$ - минимальный размер включений селективно извлекаемых одноковшовым экскаватором

Рисунок 3.19 - Блок-схема алгоритма выбора последовательности разработки сложноструктурных рудных месторождений

$$K_{ep} = \frac{\left(\frac{\sum_1^i C_{дпi} + \sum_1^i C_{ппi}}{MK_{пп}} \right) - \left(\frac{\sum_1^i C_{доi} + \sum_1^i C_{поi} + C_{дн} + C_{пн}}{MK_{но}} \right)}{C_B - C_{дн}}, \quad (3.1)$$

где $C_{дпi}$, $C_{доi}$ - себестоимость добычи кондиционных руд различных сортов, соответственно подземным и открытым способом;

i - количество сортов кондиционной руды;

$C_{ппi}$, $C_{поi}$ - себестоимость переработки кондиционных руд, добытых соответственно подземным и открытым способом, с применением различных технологий извлечения полезного компонента;

M - запасы металла в обрабатываемом контуре;

$K_{пп}$, $K_{но}$ - коэффициент извлечения из недр при разработке, соответственно подземным и открытым способом;

$C_{дн}$ - себестоимость добычи и фракционирования некондиционной руды;

$C_{пн}$ - себестоимость переработки продуктивной фракции некондиционной руды;

C_B - себестоимость извлечения и перемещения вскрышных пород.

Вовлечение в переработку части некондиционной руды сложноструктурных месторождений позволит производить выемку при более высоком граничном коэффициенте вскрыши и увеличит эффективность ведения открытых горных работ.

Открытая разработка включает первую стадию сопровождающей эксплуатационной разведки с бурением взрывных скважин и выделением на основании данных перебура (при отработке вышележащего блока) обогащенных участков, в которых взрывные скважины бурятся с поинтервальным опробованием. По результатам опробования данных перебура и основных скважин уступ может быть разделен на два подступа. По результатам опробования перебура определяются места бурения взрывных скважин на следующий горизонт, такие скважины опробуются поинтервально.

Таким образом, после выявления зон с повышенным содержанием полезного компонента ($C_i > C_p$), осуществляется вторая стадия сопровождающей эксплуатационной разведки, со сгущением сети скважин (меньшего диаметра) с уменьшенным интер-

валом опробования, на основании данных которой принимается решение о возможности ведения селективной выемки с учетом предложенных в параграфе 1.3 диссертации показателей сложности оруденения K_B , ψ_B и параметров имеющегося горного оборудования с оконтуриванием включений богатых руд в плане и по вертикали. Также составляется сортовой план с выделением рядовых, бедных и особо бедных руд. Проводится первая стадия взрывания участков богатых руд с использованием сгущенной сети скважин и получением качественно раздробленной рудной массы. В случае если прочность руд не превышает величины позволяющей вести локальную механическую выемку ($\sigma_i \leq \sigma_{\text{мех}}^{\text{лок}}$) предпочтительно для уменьшения пересортицы осуществлять рыхление и выемку богатых руд путем отбойки гидромолотом, фрезерования или других известных способов. Также для повышения эффективности механической выемки в некоторых случаях целесообразно проводить дезинтеграцию руд с применением растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Отбойка гидравлическим молотом контактных зон высокоценных руд в сравнении буровзрывной технологией позволяет в 2,5-3 раза снизить уровень эксплуатационных потерь, при этом при уменьшении прочности отбиваемых пород на 25-35 % с 100-140 МПа до 80-100 МПа, производительность гидравлического молота возрастает в 1,5-2,0 раза [102]. Опережающая выемка взорванных богатых руд ведется гидравлическим экскаватором типа «обратная лопата», который переоснащается грейферным ковшом при ограниченных в плане размерах включений ($L_i < L_{\text{го}}$) (рисунок 3.20). Также целесообразно его использование при выемке относительно крупных включений со сложным чередованием сортов руд для уменьшения пересортицы. После взрывного рыхления эксплуатационного блока с учетом технологической совместимости руд может вестись селективная выемка сортов, либо выемка в режиме усреднения. При этом, в случае доминирующей изменчивости в плане для обеспечения выемки в режиме усреднения следует использовать фронтальные погрузчики, а при вертикальной – одноковшовые экскаваторы.

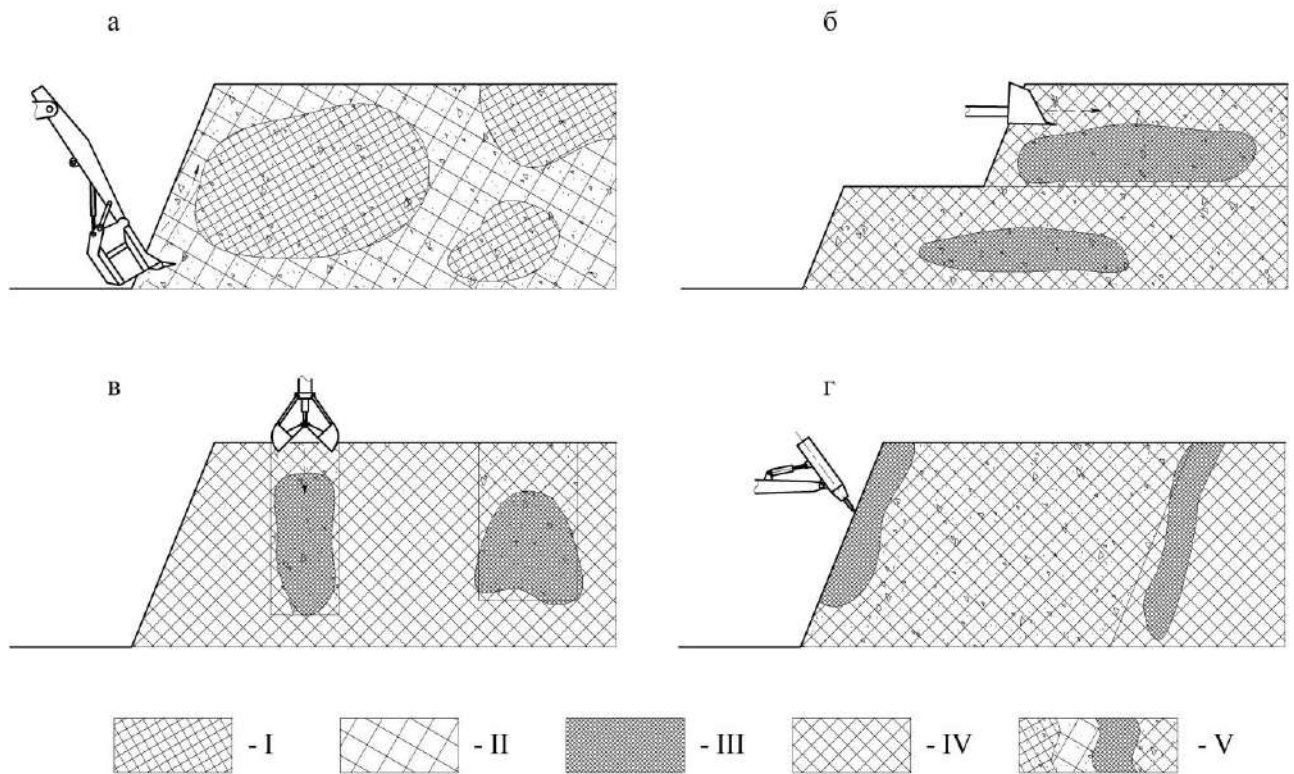
На рисунке 3.21 представлены схемы выемки разносортных руд сложноструктурных блоков. В случае если выемочный блок состоит из рядовых и бедных руд выемку целесообразно вести карьерным экскаватором в режиме усреднения после взрывного рыхления блока (рисунок 3.21а).



а – гидравлический молот (отрывка траншеи в скальном горном массиве); б – гидравлический грейфер

Рисунок 3.20 – Одноковшовый гидравлический экскаватор типа «обратная лопата», оснащенный сменным оборудованием

При наличии в выемочном блоке горизонтально ориентированных богатых рудных включений их селективную выемку предпочтительнее вести одноковшовым погрузчиком с разделением уступа на подступы после взрывного рыхления блока (рисунок 3.21б). При вертикальном или крутонаклонном залегании богатых рудных включений целесообразно вести их опережающее локальное взрывное или механическое рыхление, с последующей селективной выемкой богатой рудной массы, с применением экскаватора с рабочим оборудованием в виде гидравлического грейфера (рисунок 3.21в), затем производится вторая стадия взрывания блока с выемкой рядовых и бедных руд карьерным экскаватором отдельно или в режиме усреднения. В случае наличия в выемочном блоке наклонных или крутопадающих богатых рудных включений их селективную выемку предпочтительнее вести путем отбойки гидромолотом или навесной фрезой после обнажения данных включений посредством взрывного рыхления основного объема выемочного блока (рисунок 3.21г).



I – рядовая руда; II – бедная руда; III – богатая руда; IV – рядовые и бедные руды; V – взорванная рудная масса соответствующих сортов

Рисунок 3.21 – Схемы селективной выемки руд при различных морфологии и условиях залегания разнорудных включений

Доработку относительно небольших прибортовых и подкарьерных объемов (запасов) руд, сосредоточенных в маломощных рудных телах, с содержаниями полезного компонента не ниже рядового C_p , целесообразно вести посредством механической выемки с применением разработанного автором автономного выемочного модуля, оснащенного фрезерным рабочим органом, либо локальной взрывной подготовки посредством кумулятивных зарядов специальной конструкции с извлечением полученной рудной массы рабочим оборудованием экскаватора в виде гидравлического грейфера с использованием технико-технологического решения предлагаемого диссертантом в данной главе (раздел 3.5).

Подготовка рудного массива к выемке подразумевает его рыхление или разупрочнение. Исключить из технологического процесса опережающей выемки локальных богатых рудных включений взрывные работы с одновременным обеспечением приемлемой производительности механического выемочного оборудования, позволяют

технологии разупрочнения горного массива. Разупрочнение может производиться с применением химических, физико-химических, электрохимических, огневых способов, что обеспечивает нарушение структурных связей и снижение прочностных свойств массива.

Известен способ комбайновой выемки терморазрушаемых руд [4] при котором на забой воздействуют инфракрасным излучением основного рабочего органа, в результате чего в массиве возникают термонапряжения с последующим разрушением руды и осыпанием ее на подошву забоя. Механическим инструментом отрабатывают нижнюю часть забоя, а также удаляют руду с его подошвы, при встрече комбайна с нетерморазрушаемыми прослойками (глины, окисленные участки массива) основной рабочий орган убирается и весь забой отрабатывается механическим инструментом.

Институтом горного дела им. А.А. Скочинского разработана конструкция электротермомеханического породоразрушающего органа проходческого комбайна [3] предназначенного для проходки горных выработок, повышение эффективности отбойки в сравнении с механическим способом достигается за счет интенсификации облучения зоны контакта резцов с породой токами СВЧ. Криворожским национальным университетом для условий подземной разработки железных руд Кривбасса с учетом анализа горнотехнических условий предложена усовершенствованная технология и оборудование для проходки восстающих, которая включает проходку компенсационной полости диаметром 0,5-0,6 м посредством специально разработанных расширителей скважин ударного действия, в случае проходки восстающих в породах крепостью 10-12 единиц и более предлагается выполнять предварительное тепловое разупрочнение массива [230]. На карьерах Курской магнитной аномалии для повышения вместимости, пробуренные шарошечными станками, скважины расширяют в нижней части огневым рабочим органом [9, 185].

Среди физико-химических способов разупрочнения пород при ведении горных работ наиболее перспективным представляется технология с применением растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ) [99].

3.3 Экспериментальные исследования по разупрочнению руд средней трудности разрушения раствором поверхностно-активных веществ

Применение растворов ПАВ позволяет повысить эффективность процессов горных технологий, связанных с разрушением горных пород. Способ разупрочнения с применением ПАВ заключается в предварительной обработке (пропитке) горных пород специальными водными растворами на основе ПАВ и солей. Молекулы ПАВ адсорбируются на поверхности разрушаемой породы, понижая поверхностную энергию и оказывая влияние на ее механические характеристики. Действие поверхностно-активной среды ведет к снижению прочности скальных пород до 30...70 %, уменьшению модуля и предела упругости в среднем в 1,3-1,5 раза [99]. Известен ряд исследований по применению растворов ПАВ для разупрочнения различных горных пород преимущественно полускальных и легко разрабатываемых скальных, таких как кимберлиты, конгломераты, песчаники, аргиллиты, известняки и др. [127, 139, 159]. Так в работе [139] выявлено, что при пропитке в течение двух суток образцов скальных вскрышных пород Эльгинского угольного месторождения растворами ПАВ в условиях отрицательных температур прочность пород на сжатие снизилась на 30-50 %, а прочность на растяжение уменьшилась примерно на 50 % для всех типов пород. На Галдинском угольном месторождении при пропитке массива раствором ПАВ через сеть скважин 1,3x1,3 м в течение двух суток прочность на сжатие снизилась у аргиллитов и алевролитов с 90 до 70 МПа, а у мелкозернистых песчаников с 93 до 60 МПа [159]. Разупрочненные вскрышные породы предлагалось разрабатывать с помощью карьерных комбайнов типа КСМ. В целом исследования подтверждают, что обработка горных пород растворами ПАВ позволяет существенно снизить прочностные характеристики пород, сократить выход пыли при их разрушении, уменьшить износ бурового инструмента [99]. Институтом горного дела СО РАН предлагается способ разупрочнения горных пород с применением ПАВ и газообразующего агента [144]. Для ослабления горных пород в массиве бурятся скважины, после чего устье скважин герметизируют и создают разряжение. Через инъекторы в скважину подается ПАВ, в раствор которых вводится газообразующий агент. Проникая в трещины и поры, газообразный агент адсорбируется на поверхности пор и микротрещин в радиусе нескольких метров от скважины, что приводит к расширению микротрещин и соединению их между собой. Избыточное давление выделяющегося в порах газообразного

агента также способствует дополнительному разупрочнению породы. Недостатком предлагаемых технологий является необходимость бурения специальной сгущенной сети скважин для пропитки массива раствором ПАВ. Анализ научно-технической литературы показал, что в настоящее время предварительному разупрочнению с применением растворов ПАВ подвергаются преимущественно легко разрабатываемые скальные породы с прочностью на одноосное сжатие 50-100 МПа.

Известны технологические решения, включающие применение растворов ПАВ при ведении взрывного рыхления массива [99], так известен способ отбойки руды при котором между рядами взрывных бурят вспомогательные скважины, заполняемые раствором ПАВ, в результате чего достигается лучшее разупрочнение массива, а раствор ПАВ в меньшей степени подвергается воздействию высоких температур, раствор ПАВ проникает в трещины массива и создает на границах сростков минеральных зерен высокие напряжения, что способствует селективному раскрытию сростков в процессе последующего измельчения, применение способа при открытой разработке флюоритов позволяет повысить содержание полезного компонента в обогащенном продукте на 4-6 %. Институтом горного дела им. А.А. Скочинского разработан способ подготовки горных пород к экскавации, заключающиеся в бурении со стороны откоса горизонтальных или наклонных взрывных скважин в массиве, формировании на поверхности уступа над пробуренными скважинами гребней из вскрышного материала, либо нарезания в массиве щелей, заливки между гребнями раствора ПАВ, пропитке участка массива, взрывании и экскавации массива. Способ позволяет повысить качество рыхления и снизить выброс кусков породы вверх за счет перераспределения энергии взрыва. Недостатком способов с применением взрывного рыхления применительно к разработке сложноструктурных блоков является перемешивание руд различных сортов, поэтому необходимо продолжать совершенствование этих методов для решения данной проблемы.

Согласно классификации академика В.В. Ржевского по трудности разрушения горные породы подразделяются на пять классов [187, 221]: I класс – полускальные, плотные и мягкие породы; II класс – легко разрушаемые скальные породы (известняки, доломиты, фосфориты, апатито-нефелиновая руда, скарны, алевролиты и др.); III класс – скальные породы средней трудности разрушения (кварциты, порфириты, березиты, песчаники оруденелые и др.); IV класс – трудноразрушаемые скальные породы (андезитовые порфириты, роговики, диорит-порфириты, скарны кремненые и др.); V

класс – весьма трудноразрушаемые скальные породы (микрокварциты очень плотные сливные, джеспилиты, базальты и др.).

В настоящее время предварительному разупрочнению с применением растворов ПАВ перед массовой выемкой подвергаются преимущественно породы II класса по трудности разрушения. Металлорудные месторождения в основном сложены скальными породами III-V классов по трудности разрушения, поэтому их массовое механическое рыхление при нынешнем развитии технических средств даже после предварительного разупрочнения невозможно с требуемой производительностью и экономически нецелесообразно в сравнении с взрывным рыхлением. Однако внутрисортная селективная механическая выемка локальных участков богатых руд экономически может быть вполне оправдана, поскольку повышенные затраты на выемку позволят уменьшить пересортицу руд и обеспечат повышенное извлечение металла.

С участием автора в Центре коллективного пользования Института горного дела ДВО РАН проводились исследования прочностных характеристик образцов горных пород золоторудного месторождения Талатуй [168]. Определение предела прочности пород производилось в соответствии с ГОСТ 21153.2-84 методом одноосного сжатия образцов правильной формы плоскими плитами. Настоящий стандарт распространяется на скальные и полускальные горные породы. Для получения надежных значений достаточной является выборка из 6-10 образцов каждого типа пород. С целью определения прочности на одноосное сжатие пород были подготовлены цилиндрические образцы с параллельными торцами и отношением высоты к диаметру равным два, вырезанных из геологоразведочных кернов диаметром 63 мм. Образец размещался между стальными плитами, совмещая ось образца с центром нижней опорной плиты испытательной машины ToniРАСТ II (Германия) и нагружался до разрушения (рисунок 3.22). Образцы пород нагружали с равномерной скоростью 3 МПа/с.

Проводилось испытание образцов, находящихся как в естественном состоянии, так и после пропитки в водном растворе ПАВ в течение 48 часов. Из-за высокой трещиноватости и наличия неоднородностей некоторые образцы были отбракованы в процессе испытаний.



Рисунок 3.22 – Размещение образца между плитами испытательной машины
ToniPACT II

Процесс обработки результатов испытаний выборки образцов включал в себя: вычисление среднего арифметического значения предела прочности при одноосном сжатии, вычисление среднего квадратического отклонения и коэффициента вариации. Результаты определения прочности пород при одноосном сжатии приведены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Результаты определения предела прочности образцов руд при одноосном сжатии

Вещественная основа руды	В естественном состоянии		После обработки раствором ПАВ	
	Число образцов	Прочность, МПа	Число образцов	Прочность, МПа
Роговики	8	180,8	7	157,4
Березиты	9	135,3	8	91,4
Кварц-гидрослюдистые метасоматиты	9	107,9	7	62,3
Хлориты	9	99,3	7	78,2

Пропитка образцов руд водным раствором ПАВ привела к снижению их прочности на одноосное сжатие, так прочность березитов снизилась на 32,4 %, кварц-гидрослюдистых метасоматитов – на 42,3 %, хлоритов – на 21,2 %.

Определение предела прочности пород на одноосное растяжение производилось в соответствии с ГОСТ 21153.3-85 на образцах правильной формы сферическими инденторами. Испытания предела прочности на одноосное растяжение проводилось на установке ToniNORM (Германия) (рисунок 3.23).



Рисунок 3.23 – Размещение образца между сферическими инденторами испытательной машины ToniNORM

Образцы нагружали до разрушения равномерно со скоростью 1 кН/с. Испытание признавалось действительным при разрыве образца на две части по поверхности, проходящей через ось нагружения, далее определялась величина площади поверхности разрыва образца в квадратных сантиметрах, после чего определялся предел прочности при одноосном растяжении (таблица 3.6). Пропитка образцов руд водным раствором ПАВ привела к снижению их прочности на одноосное растяжение: так прочность березитов снизилась на 26,4 %, кварц-гидрослюдистых метасоматитов – на 40,8 %, хлоритов – на 32,7 %. Наименьшее изменение физико-механических свойств было выявлено у роговиков, у которых прочность на одноосное сжатие снизилась на 12,9 %, а на одноосное растяжение – на 2,2 %.

Таблица 3.6 – Результаты определения предела прочности образцов руд при одноосном растяжении

Вещественная основа руды	В естественном состоянии		После обработки раствором ПАВ	
	Число образцов	Прочность, МПа	Число образцов	Прочность, МПа
Роговики	9	5,50	7	5,38
Березиты	9	5,03	7	3,69
Кварц-гидрослюдистые метасоматиты	9	6,12	8	3,62
Хлориты	9	5,63	8	3,79

Разрушенные в ходе испытаний на сжатие и растяжение образцы представлены на рисунке 3.24.



а – при одноосном сжатии; б – при одноосном растяжении

Рисунок 3.24 – Образцы горных пород после разрушения

Также были проведены аналогичные экспериментальные исследования по разупрочнению андезитовых порфиров, являющимися одними из вмещающих пород месторождения, водным раствором ПАВ. Прочность андезитовых порфиров на одноосное сжатие снизилась на 31,0 % с 197,0 до 135,9 МПа, а на одноосное растяжение – на 10,7 % с 7,82 до 6,98 МПа.

На основании полученных экспериментальных данных по прочности исследуемых пород при одноосном сжатии и растяжении был построен паспорт прочности пород, определены сцепление и угол внутреннего трения. Паспорт прочности рассчиты-

вался согласно ГОСТ 21153.8-88 в соответствии с приложением «Расчетный метод построения паспорта прочности по данным определения пределов прочности при одноосном сжатии и растяжении». Метод предусматривает определение координат точек огибающей расчетным путем по эмпирическому уравнению с использованием данных определения пределов прочности при одноосном сжатии и при одноосном растяжении [107].

Итоговые результаты построения паспорта прочности с определением сцепления и угла внутреннего трения пород в естественном состоянии и пород после обработки раствором ПАВ приведены в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Результаты построения паспорта прочности по данным определения предела прочности на сжатие и растяжение

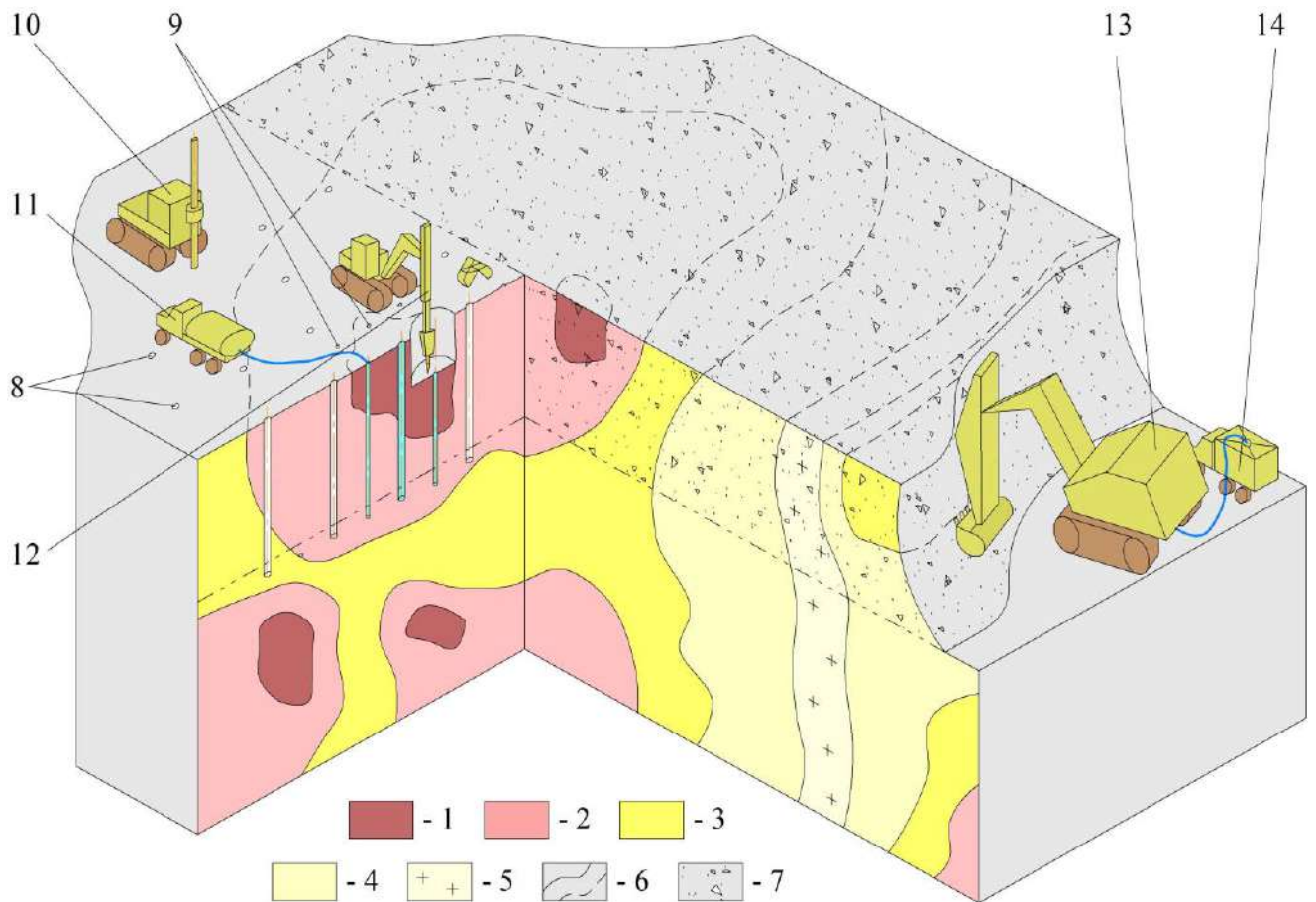
Наименование пород	Предел прочности, МПа		$\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}$	Паспорт прочности по ГОСТ 21153.8-88			
	при растяжении	при сжатии		$\sigma_N = 0$		$\sigma_N = \sigma_{сж}$	
				Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения φ , гр	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения φ , гр
В естественном состоянии							
Роговики	5,50	180,8	32,9	17,5	67,4	68,2	44,5
Березиты	5,03	135,3	26,9	15,2	66,2	52	44,3
Кварц-гидрослюдистые метасоматиты	6,12	107,9	17,6	15,8	62,7	42,9	42,1
Хлориты	5,63	99,3	17,6	14,5	62,7	39,5	42,2
Андезитовые порфириты	7,82	197,0	25,2	23,5	66,1	77,4	44,6
После обработки раствором ПАВ							
Роговики	5,38	157,4	29,3	16	65,2	57,7	43,4
Березиты	3,69	91,4	24,8	11	66,1	36,1	44,6
Кварц-гидрослюдистые метасоматиты	3,62	62,3	17,2	9,2	62,4	24,7	41,8
Хлориты	3,79	78,2	20,6	10,6	64,7	31,4	43,8
Андезитовые порфириты	6,98	135,9	19,5	19	64	54,4	43,3

Укрупненные расчеты показывают возможность обеспечения необходимого запаса устойчивости вертикальных бортов выработки при локальной механической опережающей селективной выемке разупрочненных руд на высоту разрабатываемого уступа.

Также с участием автора были проведены исследования по разупрочнению березитов раствором ПАВ непосредственно в массиве на золоторудном месторождении, изменение прочности массива при его разупрочнении раствором ПАВ было выявлено путем бурения двух скважин на расстоянии 0,7 м одна от другой в березитах прочностью на сжатие 130-140 МПа в естественном состоянии, затем в одну из скважин заливался раствор ПАВ, после пропитки массива в течение 48 часов осуществлялось бурение третьей и четвертой скважин находящихся симметрично на расстоянии 0,7 м от первых двух скважин, средняя скорость бурения в разупрочненном массиве увеличилась на 47 %, что свидетельствует о существенном снижении прочности березитов [177]. Таким образом, за счет разупрочнения раствором ПАВ скальные породы средней трудности разрушения переводятся в класс легко разрушаемых скальных пород.

3.4 Адаптивная технология выемки руд при разработке сложноструктурных месторождений штокверкового типа с предварительным физико-химическим разупрочнением богатых рудных включений

Месторождения штокверкового типа являются промышленной основой минерально-сырьевой базы для ряда руд цветных и благородных металлов. Эти месторождения характеризуются наличием многочисленных зон с повышенным содержанием ценного компонента, что позволяет предложить технологические схемы опережающей выемки включений богатых руд комбинированным способом [262]. В процессе научных исследований диссертантом обоснована адаптивная технология выемки руд при разработке сложноструктурных месторождений штокверкового типа с предварительным физико-химическим разупрочнением богатых рудных включений [147, 177, 252, 264]. Технология предусматривает формирование посредством буровой установки 1 сети взрывных скважин 2 с одновременной сопровождающей эксплуатационной разведкой, в результате которой выявляются зоны богатых, рядовых, бедных и особо бедных руд, а также пустых пород (рисунок 3.25).



1 – богатая руда; 2 – рядовая руда; 3 – бедная руда; 4 – особо бедная руда; 5 – пустые породы; 6 – контуры сортов руд; 7 – взорванные руда и порода; 8 – взрывные скважины; 9 – скважины детальной разведки; 10 – буровая установка; 11 – автоцистерна с раствором ПАВ; 12 – экскаватор со сменным оборудованием; 13 – карьерный экскаватор; 14 – самоходный бункер для сбора обогащенной рудной мелочи

Рисунок 3.25 – Адаптивная технологическая схема отработки сложноструктурного рудного тела штокверкового типа

При выявлении зон с высоким содержанием полезного компонента осуществляется вторая стадия сопровождающей разведки, со сгущением сети скважин 9 меньшего диаметра с поинтервальным опробованием бурового материала. На основании данных второй стадии сопровождающей разведки производится оконтуривание включений богатых руд в плане и по вертикали. Полученная сгущенная сеть скважин 9 в дальнейшем используется для пропитки массива раствором ПАВ, подаваемым из автоцистерны 11, таким образом, пробуренные скважины 9 малого диаметра имеют двойное назначение. Потребный диаметр скважин 9 для заливки необходимого объема раствора ПАВ может быть определен по предлагаемой диссертантом зависимости:

$$d \geq \sqrt{\left(\frac{4Q\delta}{\pi Hk} - ND^2\right) / n}, \quad (3.2)$$

где Q - объем разупрочняемого богатого рудного включения, м³;

δ - удельный расход раствора ПАВ для пропитки массива, м³/м³;

H - высота разупрочняемого уступа, м;

k - эмпирический коэффициент, учитывающий частичное поглощение раствора ПАВ непосредственно при заливке из-за наличия трещиноватости и пористости массива;

N, n - соответственно, число скважин основной сети и число скважин малого диаметра, расположенных в объеме богатого рудного включения;

D - диаметр скважин основной сети, м.

Также при определении диаметра скважин d должно соблюдаться условие:

$$d \geq d_{\min}, \quad (3.3)$$

где d_{\min} - минимальный диаметр скважины, обеспечивающий представительность проб ($d_{\min} = 0,10 - 0,12$ м) [73].

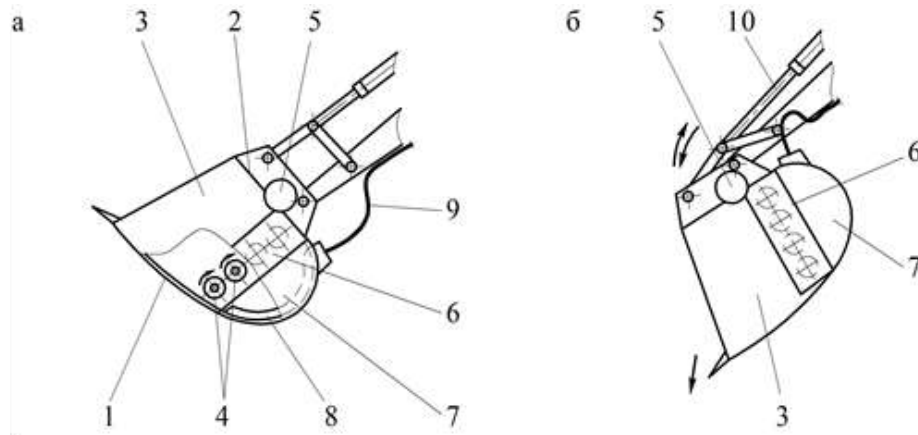
Проведен расчет для богатого рудного включения объемом $Q = 169$ м³ (площадь 22,5 м²) в выемочном блоке высотой $H = 7,5$ м, включение выявлено и оконтурено посредством двух скважин основной сети 3x3 м и восьми скважин малого диаметра второй стадии эксплуатационной разведки, пробуренных по сети 1,5x1,5 м. При параметрах основной сети скважин рудного блока 3x3 м, диаметре скважины $D = 0,152$ м, удельном расходе раствора ПАВ $\delta = 0,005$ м³/м³, коэффициенте $k = 0,90$, потребный диаметр скважин второй стадии разведки, рассчитанный по формуле (3.2), составил $d \geq 0,119$ м.

Опережающее рыхление и выемку локальных участков богатых руд предлагается осуществлять гидравлическим экскаватором 12, оснащенный сменным оборудованием в виде гидравлического молота и гидравлического грейфера. Применение гидравлического молота позволит вести разработку массива в соответствии с фактическими контурами крупного богатого включения, что уменьшит перемешивание сортов и в последующем снизит изменчивость содержаний полезного компонента в рудной массе. После разрыхления слоя руды гидравлический молот посредством специального быстросъемного

адаптера заменяется на гидравлический грейфер, которым осуществляется черпание рудной массы из полученной выработки. Использование гидравлического грейфера обеспечит возможность извлечения разрыхленной рудной массы в стесненных условиях при выемке богатых включений с относительно небольшими размерами в плане. В случае если использование гидромолота после разупрочнения при отбойке богатых руд после их разупрочнения раствором ПАВ оказывается экономически неэффективно, осуществляется дифференцированная взрывная подготовка массива. В зоне богатых руд заряды ВВ размещаются по сгущенной сети скважин 9, в результате чего при взрыве обеспечивается более равномерная проработка руды и уменьшение среднего размера кусков рудной массы. Для оставшейся части массива используются взрывные скважины 8 и их сеть с обычными параметрами. Руды и породы взорванного массива селективно извлекаются карьерным экскаватором 13 с погрузкой в автосамосвал (на рисунке 3.25 не показан).

Если для некондиционных (особо бедных) руд после взрывания характерно образование рудной мелочи с повышенным содержанием полезного компонента, то возможно выделять такую обогащенную рудную мелочь из рудной массы и направлять ее на кучное выщелачивание. Отделение обогащенной рудной мелочи может проводиться как на специальном сортировочном пункте, так и непосредственно во время ведения выемочно-погрузочного процесса карьерным экскаватором 13 оборудованным сортировочным ковшом [227], с последующей подачей кондиционной мелкой фракции в бункер специального транспортного средства 14. Просеивание мелкой фракции сортировочным ковшом [227] производится после поворота экскаватора к месту разгрузки, таким образом, существенно возрастает продолжительность рабочего цикла экскаватора и снижается его производительность. Сократить потери времени на просеивание мелкой фракции возможно за счет совмещения этого процесса с операцией поворота экскаватора к месту выгрузки. Различными исследованиями установлено, что при угле поворота экскаватора на 90° операция поворота к месту выгрузки и обратно составляет до 60-65 % времени всего цикла [101]. Автором проводились работы [149, 150, 247] по совершенствованию известных конструкций сортировочных ковшей [124, 227], в результате предлагается модернизированный сортировочный ковш, обеспечивающий возможность отделения рудной мелочи при повороте экскаватора от забоя к месту разгрузки. Прототипом модернизированного сортировочного ковша является конструкция, включающая

переднюю 1, заднюю 2 и боковые стенки 3, рабочие барабаны 4, а также гидравлический мотор 5 и редуктор 6, представленная в работе [227], дополнительно оснащенная днищем-накопителем 7 для аккумуляции рудной мелочи и коллектором 8 системы пневмотранспортирования 9 (рисунок 3.26).



а – загрузка ковша и просеивание рудной мелочи; б – разгрузка ковша в автосамосвал

Рисунок 3.26 – Схема модернизированного сортировочного ковша

При черпании из забоя модернизированным сортировочным ковшом рудной массы требующей сортировки гидромотором 5 через редуктор 6 во вращение приводятся рабочие барабаны 4, которые встряхивают рудную массу в ковше и интенсифицируют ее просеивание в днище-накопитель 7, при этом процесс сортировки продолжается во время подъема ковша и поворота экскаватора к месту разгрузки. Одновременно с поступлением рудной мелочи в днище-накопитель 7 системой пневмотранспортирования 9 через коллектор 8 происходит ее удаление с перемещением в бункер специального транспортного средства. После позиционирования над местом разгрузки модернизированный ковш поворачивается гидроцилиндром 10 с осуществлением разгрузки крупных фракций рудной массы в автосамосвал, при этом рабочие барабаны 4 останавливаются в таком положении, чтобы препятствовать пересыпанию рудной мелочи из днища-накопителя 7 в обратном направлении. В процессе поворота экскаватора к забою из днища-накопителя 7 системой пневмотранспортирования 9 удаляется оставшаяся часть рудной мелочи. Таким образом, совмещение процессов сортировки, пневмотранспортирования и поворота экскаватора к месту разгрузки позволяет увеличить производительность работы выемочного оборудования.

В настоящее время гидравлические молоты активно используются при ведении горных работ для рыхления массивов и дробления негабаритов. Учитывая необходимость разрушения относительно больших объемов пород, в горном производстве применяются тяжелые гидравлические молоты, устанавливаемые на экскаваторы с вместимостью ковша от 1,5 м³ и более. Например, тяжелый гидравлический молот HP 5000 фирмы INDECO (Италия), имеет энергию удара 5000 Дж, массу – 3150 кг, длину – 2,93 м, диаметр рабочего инструмента – 0,16 м и может устанавливаться на экскаваторы массой более 27 т [309].

Производительность гидравлических молотов зависит от прочности горных пород, а также от вида выполняемых работ, наибольшую производительность экскаватор с гидравлическим молотом развивает при дроблении негабарита (вторичное дробление), а наименьшую при проходке траншей (рисунок 3.27).

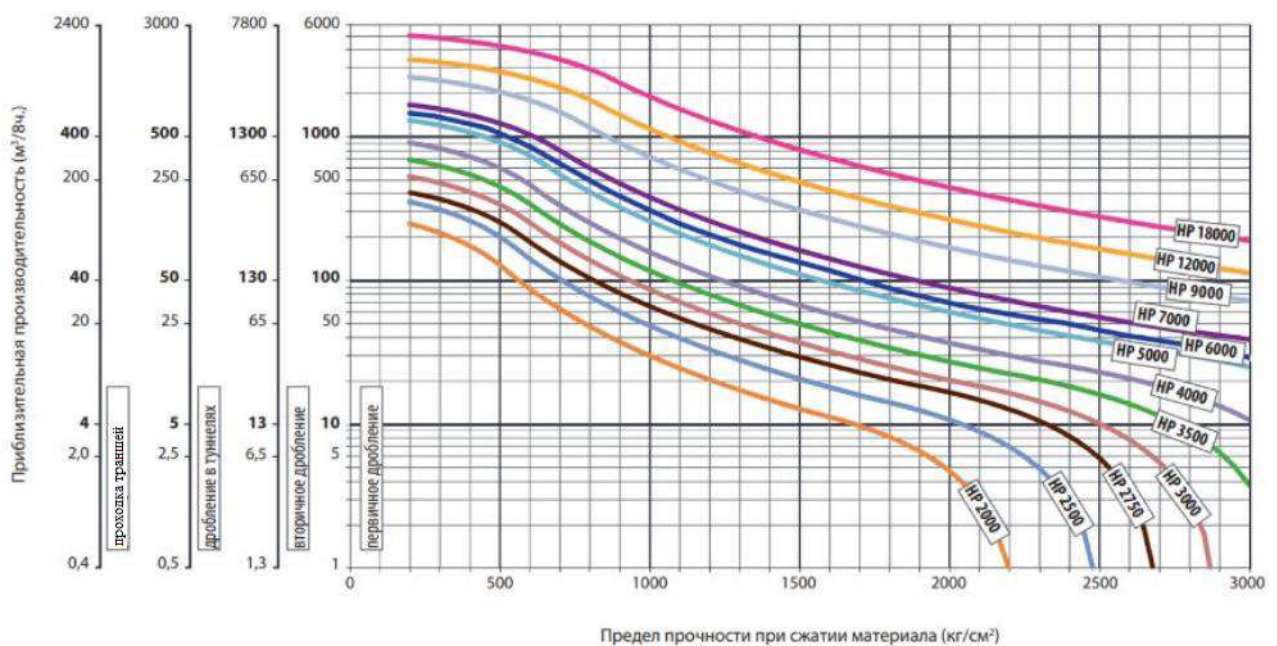


Рисунок 3.27 – Графики зависимости производительности гидравлических молотов фирмы INDECO от прочности материала на сжатие для различных видов работ [309]

Так производительность гидравлического молота HP 5000 при рыхлении массива (первичное дробление), сложенного горными породами с прочностью на сжатие 1000 кг/см² составляет примерно 260 м³ за восьмичасовую смену, а при проходке траншеи - около 110 м³/см (рисунок 3.27).

При снижении прочности разрабатываемого массива производительность гидравлического молота существенно возрастает. Так если, с учетом данных проведенных автором экспериментальных исследований (таблица 3.5), прочность березитов на одноосное сжатие при обработке их раствором ПАВ снизится с 135,3 МПа (1380 кг/см²) в естественном состоянии до 91,4 МПа (932 кг/см²), то производительность экскаватора с гидравлическим молотом НР 5000 при проходке траншеи увеличится с 55 до 120 м³/см, т.е. в 2,18 раза.

При снижении прочности хлоритов с 99,3 МПа (1013 кг/см²) до 78,2 МПа (798 кг/см²) производительность данного оборудования ориентировочно увеличится со 103 до 160 м³/см, т.е. в 1,55 раза. При снижении прочности кварц-гидрослюдистых метасоматитов с 107,9 МПа (1101 кг/см²) до 62,3 МПа (635 кг/см²) можно ожидать роста производительности с 82 до 235 м³/см, т.е. в 2,87 раза. Укрупненные технико-экономические расчеты показывают, что обеспечение такого существенного роста производительности экскаватора с гидравлическим молотом позволит вести экономически эффективную механическую выемку богатых руд. С учетом незначительного снижения прочности роговиков при их обработке раствором ПАВ можно ожидать роста производительности с 28 до 38 м³/см, в связи с чем, экономически более целесообразным будет осуществление взрывного рыхления богатого рудного включения с использованием сгущенной сети разведочных скважин. Качественно взорванная рудная масса в объеме локального участка с меньшим средним размером кусков не только упростит ведение селективной выемки, но и позволит существенно увеличить производительность экскаватора [243], что особенно важно для машины с небольшой вместимостью ковша. При разработке месторождения подготовка нескольких выемочных блоков ведется с организацией процессов бурения, взрывания и экскавации с временным смещением, в связи с чем, осуществление локальной опережающей выемки в процессе подготовки основного объема блока к взрывному рыхлению не приводит к снижению производительности карьера по рудной массе. Формирование в ходе опережающей выемки полостей в блоке предопределяет появление новых свободных поверхностей, а соответственно возможности дополнительного отражения взрывных волн, что обеспечит необходимое качество дробления руды при более разряженной сети скважин. Также необходимо отметить, что опережающая выемка богатых рудных включений упрощает структуру оставшегося ос-

новного объема блока, что позволяет вести его последующую селективную выемку крупным карьерным оборудованием с более высокой средней производительностью.

Таким образом, предлагаемая адаптивная технологическая схема с предварительным локальным физико-химическим разупрочнением богатых рудных включений позволит повысить качество опережающей селективной выемки высокоценного минерального сырья.

3.5 Технологии разработки маломощных рудных тел с высоко-градиентной зональностью распределения полезного компонента

Интенсивная отработка крупных и среднемасштабных месторождений с наиболее богатыми рудами привела к снижению качества оставшихся запасов, в связи с чем, особую важность приобретают вопросы расширения минерально-сырьевой базы горнодобывающей промышленности. Следует отметить, что часть запасов ценного минерального сырья сосредоточена в небольших месторождениях, по разным оценкам на одно крупное месторождение приходится от 10 до 90 маломасштабных, в ряде зарубежных стран на долю рудников, отрабатывающих мелкие месторождения, приходится более 80 % горнорудных предприятий, обеспечивающих добычу 10-15 % минерального сырья [39, 330]. Преимуществом многих мелких месторождений, содержащих относительно богатые руды, по сравнению с крупными, но более бедными месторождениями является возможность их быстрого вовлечения в эксплуатацию. Применение традиционных технологий с использованием буровзрывных работ для рыхления сложноструктурных тонких и маломощных рудных тел зачастую не позволяет вести селективную выемку разносортных руд и ведет к значительному разубоживанию кондиционной рудной массы пустыми и минерализованными вмещающими породами. Примешивание в процессе добычи к кондиционной руде минерализованных вмещающих пород предопределяет увеличение объемов перерабатываемой рудной массы, повышение потерь металла с хвостами при обогащении, рост количества отходов горно-обогажительного производства. Использование механического рыхления при выемке тонких рудных тел уменьшает разубоживание, однако валовая отбойка руды тонких жил ведет к перемешиванию богатой, рядовой и бедной руды, в связи с чем, на фабричную переработку направляется рудная

масса, в значительной степени состоящая из кусков бедной руды. При этом очевидно, что при обеспечении возможности отдельной выемки бедную руду целесообразно перерабатывать с применением кучного выщелачивания, а богатую руду с содержанием десятки грамм на тонну – с применением высокзатратных технологий, обеспечивающих наиболее высокое извлечение металла. Таким образом, актуальным является вопрос обоснования и внедрения ресурсосберегающих технологий, обеспечивающих селективную выемку полезного ископаемого с различными качественными показателями при разработке маломощных рудных тел, а также сочетающих традиционные и инновационные технологические процессы для достижения максимального эффекта за счет снижения энергоемкости работ и максимально возможного сохранения природного качества высокоценного минерального сырья [37, 105, 188].

В Институте горного дела ДВО РАН при непосредственном участии автора обоснована *адаптивная технология открытой разработки маломощных рудных тел с высоко-градиентной зональностью распределения полезного компонента*, для которой характерно сосредоточение полезного компонента в зальбандах. Автором проведен анализ геологоразведочных данных по отдельным жилам одного из маломасштабных золото-рудных месторождений Хабаровского края, на рисунке 3.28 представлен фрагмент продуктивной части рудной жилы, на рассматриваемом фрагменте мощность жилы составляет 0,85 м при среднем содержании металла 7,3 г/т, при этом содержание золота в зальбанде мощностью около 0,17 м составляет 21,7 г/т.

Рыхление вскрышных и вмещающих горных пород производится с применением буровзрывных работ, при этом диаметр взрывных скважин и их сетка принимаются в соответствии физико-техническими параметрами горных пород. При ведении взрывных работ происходит нарушение целостности массива горных пород за контуром взрываемого участка и его ослабление, при этом в пределах ближней зоны действия взрыва изменяются состояние и свойства массива с образованием и прорастанием трещин, нарушением связности по поверхностям структурных неоднородностей, в связи с чем, прочность скального массива существенно снижается [75]. Так исследования [75, 110] показали, что после однократного взрывного нагружения прочность на сжатие образцов известняков и магнетитовой руды, прилежащих к взрыву массивов, снизилась на 38,6 и 40,8 % соответственно.

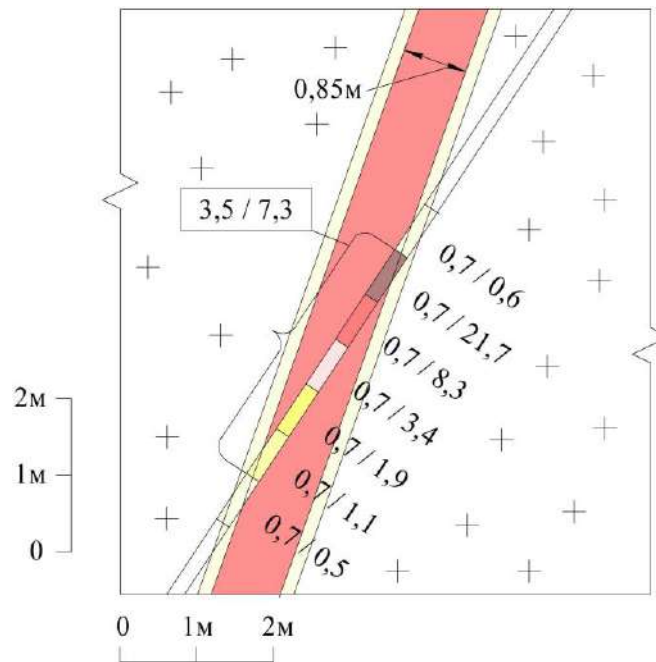


Рисунок 3.28 – Фрагмент продуктивной части жилы маломасштабного золоторудного месторождения, величина интервалов опробования (м) и содержание золота (г/т)

В Институте горного дела ДВО РАН с участием автора проводились исследования по определению вещественного состава и содержания полезного компонента в рудном массиве месторождения Пионер, которые также подтвердили снижение прочности массива, на рисунке 3.29 представлены образцы керна, полученные при бурении скважин из полевого штрека, проводившегося с применением БВР, так прилегающие к камере породы массива существенно ослаблены взрывом, что проявляется в виде повышенной трещиноватости на глубине до 1 м.

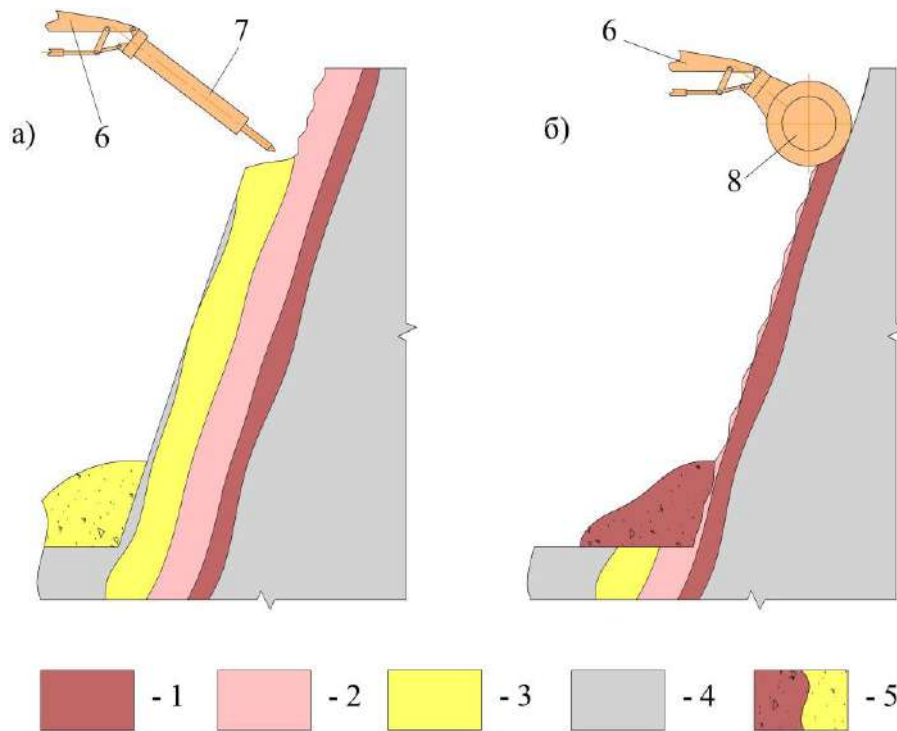
Согласно предлагаемой технологии, в ходе эксплуатационной разведки уточняются контуры рудных тел, выявляются включения богатых руд, и составляется цифровая геологическая модель эксплуатационного блока. Развитие дистанционного и автоматизированного управления горным оборудованием с использованием систем высокоточного позиционирования позволяет существенно повысить эффективность разработки сложноструктурных месторождений, оснащение горной техники датчиками и антеннами системы позиционирования позволяет точно определять место установки как самого экскаватора, так и положение рабочего оборудования, данная информация в режиме реального времени накладывается на геологическую модель блока с контуром сменного задания и отображается в кабине машиниста экскаватора [136, 328].



Рисунок 3.29 – Керны отобранные при бурении скважины С 504-1 из полевого штрека для подсечения рудных тел на месторождении Пионер

Система автоматизированного управления и позиционирования рабочего оборудования позволяет обеспечивать качественную селективную выемку разносортной рудной массы, последовательно отбиваемой гидромолотом, установленным в качестве сменного оборудования на одноковшовый экскаватор (рисунок 3.30а). Отбитая рудная масса сыпается к подошве уступа, откуда грузится в транспортные средства, направляемые к соответствующему месту переработки минерального сырья. С учетом того, что прочность прилежащего к взрыву массива уменьшится на 30-40 %, то прочность на сжатие руд рассматриваемого месторождения ориентировочно снизится со 140-150 МПа до 100-110 МПа, в результате чего производительность экскаватора с гидравлическим молотом НР 5000 при отбойке руды (первичное дробление) составит порядка 110-140 м³/см (рисунок 3.27).

В случае малой мощности богатых включений для снижения разубоживания и пересортицы при отбойке гидромолот заменяется на фрезерный рабочий орган (рисунок 3.30б). При отработке участков рудного тела, в которых отсутствуют включения богатых руд, отбойка может вестись с применением взрыва, а полученная рудная масса в зависимости от среднего содержания металла направляется на фабрику или на штабель кучного выщелачивания.



1 – богатая руда; 2 – рядовая руда; 3 – бедная руда; 4– вмещающие породы; 5 – отбитая рудная масса; 6 – одноковшовый экскаватор; 7 – гидромолот; 8 – фрезерный рабочий орган

Рисунок 3.30 – Схема адаптивной технологии открытой разработки маломощных рудных тел с высоко-градиентной зональностью: а – селективная отбойка бедных и рядовых руд; б – фрезерование богатых руд зальбанда

Если добытая руда может быть фракционирована по классам крупности с концентрацией полезного компонента в мелких фракциях, то возможно дополнительно повысить эффективность извлечения металла за счет разделения рудной массы на фракции, обогащенные и обедненные полезным компонентом. В Институте горного дела ДВО РАН с участием автора были проведены исследования по определению выхода классов крупности рудной массы и содержания в ней металла по сортам после механического дробления (на щековой дробилке) кернов геологоразведочных скважин диаметром 63 мм руд рассматриваемого маломасштабного золоторудного месторождения. Анализы проводились с применением атомно-абсорбционного метода с использованием спектрофотометра AA-7000 Shimadzu (Япония). Исследование показало, что мелкие классы (-10 мм) рудной массы обогащены полезным компонентом, так при выходе мелкого класса богатых руд 18,9 % по массе доля содержащегося в нем металла составляет 41,0 %, для рядовых руд 18,5 % - 37,2 % металла, при этом содержание металла в обо-

гащенных полезным компонентом мелких классах в 2,0-2,2 раза выше, чем среднее содержание металла в руде (рисунок 3.31).

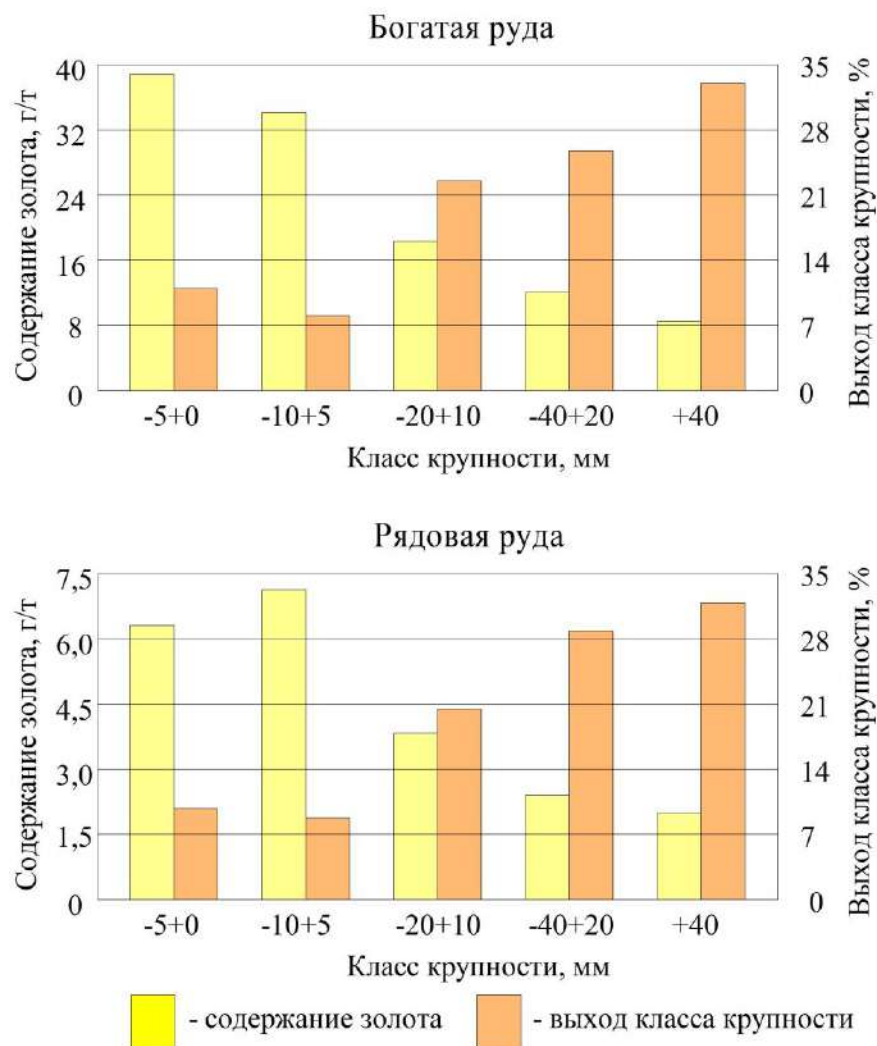


Рисунок 3.31 – Выход классов крупности рудной массы и содержание в ней металла по сортам после механического дробления

При среднем содержании металла в богатой руде 16,9 г/т, в классе крупности -20+0 мм содержание золота составляет 26,7 г/т, т.е. больше в 1,58 раза. С учетом содержания золота в зальбанде 21,7 г/т и коэффициента концентрации металла 1,58, содержание золота в обогащенном мелком классе составит 34,3 г/т. Необходимо отметить, что подобный уровень сопоставим с содержаниями золота в получаемых исходных флотационных концентратах на фабриках многих крупных горно-обогатительных предприятий, в частности, на Боголюбовском месторождении содержание золота во флотационном концентрате составляет 38 г/т, на Васильковском – 33 г/т, на Майском – 45 г/т, на

месторождении Маломыр – всего около 25 г/т [45]. Таким образом, обогащенная полезным компонентом фракция богатой руды может быть переработана с применением специальных дорогостоящих методов, в частности автоклавного выщелачивания, обеспечивающего извлечение металла на уровне 95-97 %.

Автором предлагается схема формирования рудопотоков при отработке тонкой сложноструктурной жилы с применением предлагаемой адаптивной технологии (рисунок 3.32).

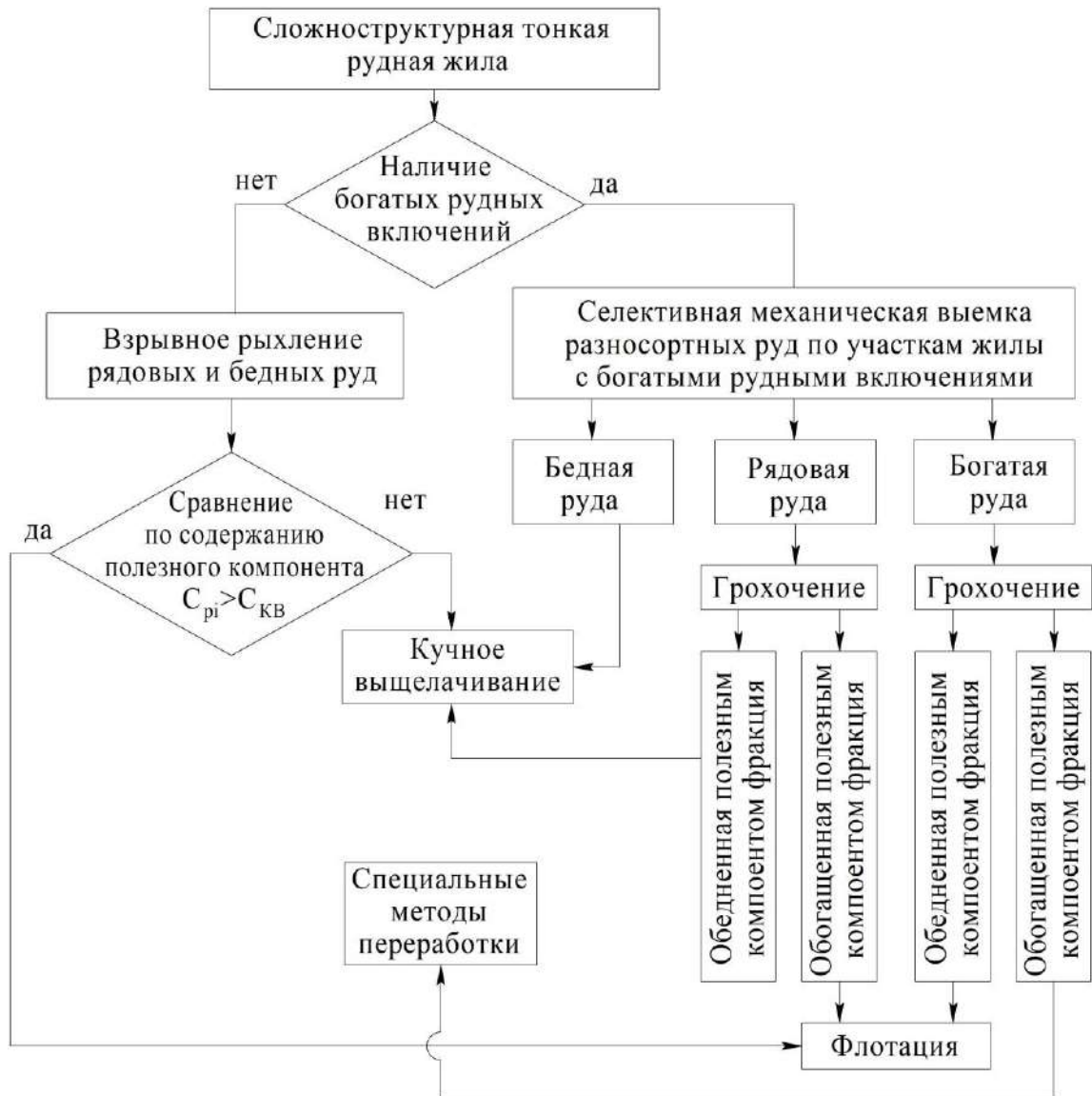


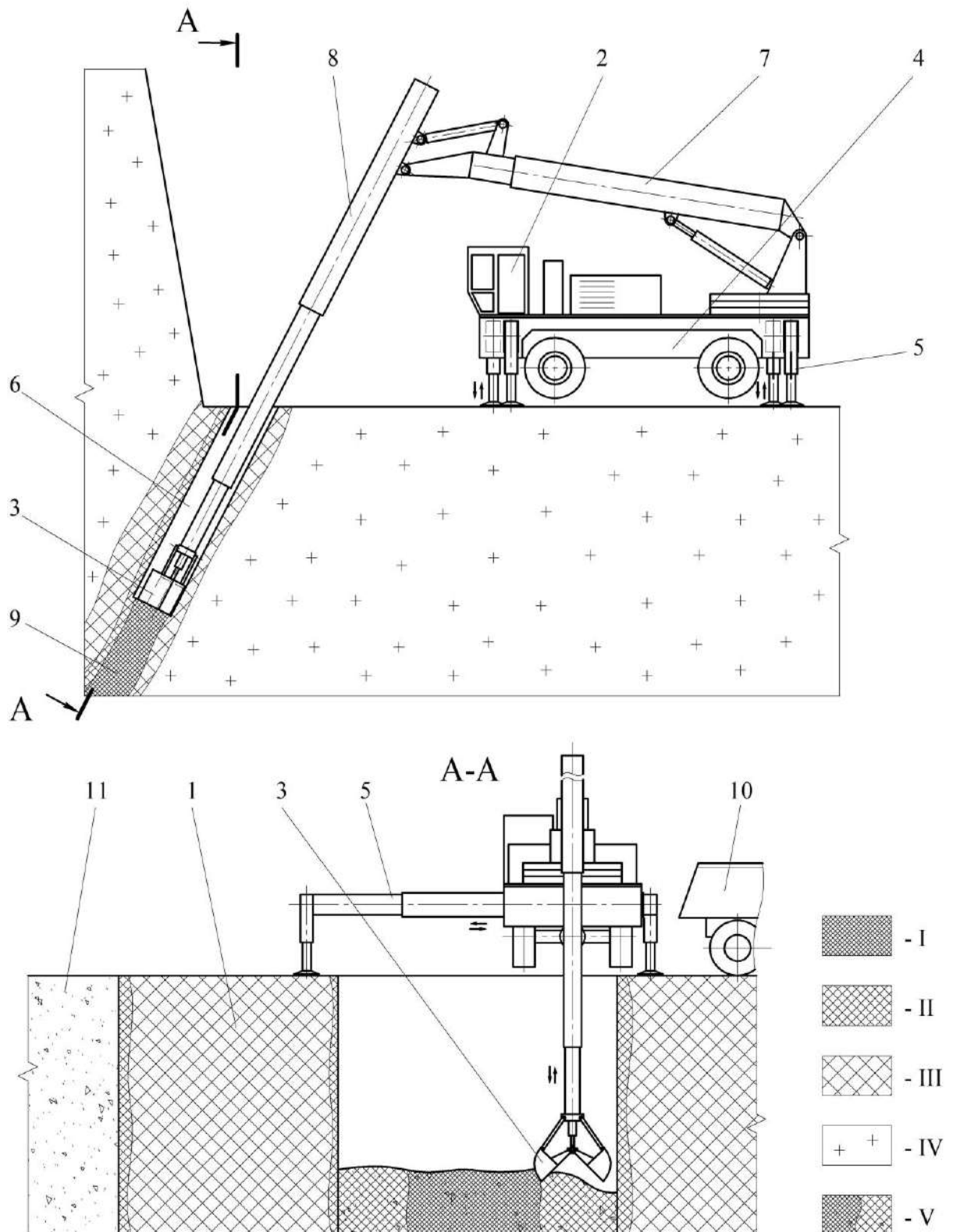
Рисунок 3.32 – Схема формирования рудопотоков при отработке тонкой сложноструктурной жилы

Ведется селективная механическая выемка разнорудных участков жилы с богатыми включениями, осуществляется грохочение богатых и рядовых руд с выделением фракций, обогащенных и обедненных полезным компонентом. Обогащенная

фракция богатых руд с содержанием золота десятки граммов на тонну перерабатывается с использованием специальных методов. Участки жилы, содержащие только бедные и рядовые руды, разрыхляются взрывным способом, после чего в зависимости от среднего содержания полезного компонента C_{pi} полученное минеральное сырье относят к рядовым или бедным рудам. Рудная масса рядового качества транспортируется на обогатительную фабрику и перерабатывается с применением флотации, бедная рудная масса – на месте с применением кучного выщелачивания. Применение предлагаемой адаптивной технологии при разработке тонкого рудного тела рассматриваемого маломасштабного золоторудного месторождения с последующей отдельной переработкой разносортной рудной массы позволит снизить пересортицу ценного минерального сырья и обеспечит увеличение сквозного извлечения золота на 4,6 % в сравнении с традиционной технологией при сопоставимой себестоимости металла.

В процессе разработки месторождений, содержащих высокоценное минеральное сырье, открытым способом в некоторых случаях в прибортовом и подкарьерном пространствах остаются недоработанные запасы [68], в том числе в виде маломощных рудных тел с различными углами падения. Данные малые по объему рудные тела, могут иметь включения богатых руд, однако доработка подобных запасов с применением традиционных технологий зачастую является экономически не эффективной, в связи с чем, высокоценное минеральное сырье оставляется в горном массиве. В тоже время наличие инфраструктуры горного предприятия создает предпосылки для доработки таких запасов.

В Институте горного дела ДВО РАН с участием автора обоснованы технико-технологические решения по доработке прибортовых и подкарьерных запасов высокоценного минерального сырья [148, 151, 263, 267, 269]. *Технология доработки маломощных сложноструктурных рудных тел*, заключающаяся во взрывном рыхлении с использованием специальных скважинных зарядов с ортогонально-ориентированными кумулятивными полостями участков рудного тела с преимущественно богатыми и рядовыми рудами [269], оставлением целиков 1 бедных руд или пустых пород, и селективной механической выемкой рудной массы различных сортов с применением усовершенствованного гидравлического грейферного агрегата 2 с ковшом 3 изменяемой ширины (рисунок 3.33).

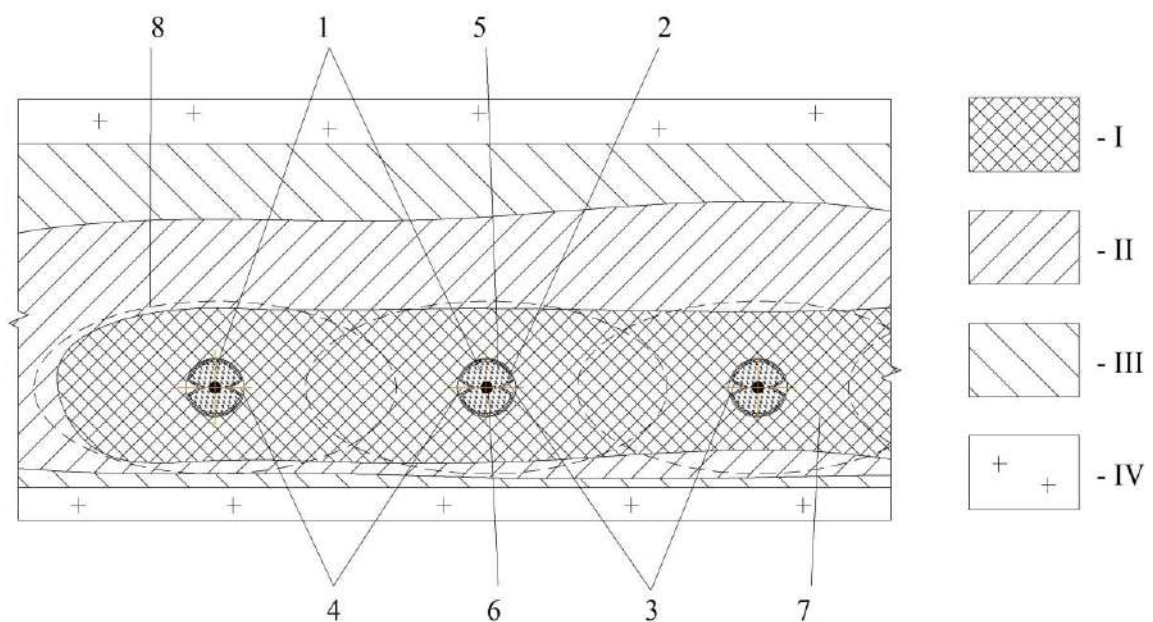


I – богатая руда; II – рядовая руда; III – бедная руда; IV – пустые породы; V – взорванная богатая и рядовая рудная масса

Рисунок 3.33 – Доработка маломощного сложноструктурного рудного тела с селективной выемкой взорванной богатой и рядовой рудной массы усовершенствованным гидравлическим грейферным агрегатом

Усовершенствованный грейферный агрегат 2 выполнен на колесном шасси 4 с выдвижными телескопическими опорами 5, обеспечивающими возможность смещения горной машины вдоль горной выработки 6, а также телескопической стрелой 7 и телескопической рукоятью 8, позволяющими позиционировать ковш 3 с учетом угла падения рудного тела 9. Селективно извлеченная взорванная рядовая и богатая рудная масса грузится в автосамосвалы 10. В случае изменения мощности рудного тела 9 по простиранию корректируется диаметр специальных скважинных зарядов и расстояние между ними, также регулируется ширина ковша 3 грейферного агрегата 2. После извлечения руды производится закладка выработки 11 пустыми породами.

Специальный скважинный заряд 1, конструкция которого разработана с участием диссертанта [199], состоит из пластиковой оболочки 2 с плоскими поверхностями 3, образующими две ортогонально ориентированные кумулятивные полости 4, заряда взрывчатого вещества 5, детонатора 6 и торцевых заглушек (рисунок 3.34).



I – богатая руда; II – рядовая руда; III – бедная руда; IV – пустые породы

Рисунок 3.34 – Схема размещения специальных скважинных зарядов

Расстояние между скважинными зарядами 1 принимается с учетом физико-механических характеристик массива, мощности богатого включения 7 и мощности заряда. Специальные скважинные заряды 1 при установке в скважины, ориентируются так, чтобы ортогонально ориентированные (оппозитные) кумулятивные полости 4 рас-

полагались по простиранию богатого включения 7. При подаче импульса на детонатор 6 происходит взрыв заряда ВВ 5, приводящий к образованию взрывных газов, которые под давлением разрушают плоские поверхности 3 кумулятивных полостей 4. Струи взрывных газов, объединяясь, создают кумулятивный эффект, генерируя упругие волны, распространяющиеся преимущественно по простиранию богатого включения 7, при этом в ортогональном направлении их распространение ограничено, таким образом, контур 8 воздействия взрыва имеет эллипсоидную форму. Применение специальных скважинных зарядов позволит уменьшить пересортицу руды богатого включения с минеральным сырьем рядового качества.

Доработка прибортовых и подкарьерных запасов, представленных легко разрушаемыми рудами и отчасти рудами средней трудности разрушения, может вестись безвзрывным способом с применением механического рыхления. В настоящее время доработка прибортовых запасов в основном применяется на угольных разрезах с использованием комплексов глубокой разработки пластов (КГРП) и агрегатов для выбуривания пластов, которые устанавливаются у откоса уступа с обнаженным выходом угольного пласта, при этом рыхление и выемка полезного ископаемого осуществляется на глубину до 100-300м [161, 303, 317]. Известны конструкции геологов, которые при контурный массив пород используют как опорный элемент для восприятия силовых нагрузок во время выполнения основных технологических операций при ведении горных выработок в горных породах крепостью до 5 единиц по шкале Протодяконова [6].

Для доработки прибортовых запасов карьеров, а также разработки маломасштабных месторождений автором обосновано *техничко-технологическое решение с применением добычной установки с автономным выемочным модулем* для селективной механической выемки богатых и рядовых руд с их последующим пневмотранспортированием на поверхность [267]. Гибкая подвеска автономного выемочного модуля позволяет обрабатывать рудные залежи с изменяемым углом падения на значительную глубину. Величина погружения автономного выемочного модуля в случае применения комбинированной всасывающе-нагнетательной системы пневматического транспортирования по предварительным расчетам автора может достигать 120 м. Предлагаемое оборудование возможно использовать при выемке руд с прочностью на одноосное сжатие до 50-100 МПа, при этом руды прочностью 80-100 МПа перед выемкой целесообразно разупрочнить посредством бурения скважин и заливки в них раствора ПАВ. Получен-

ный в процессе сортировки добытой руды грубый концентрат с содержанием золота от 100 г/т может накапливаться и периодически отправляться на место основной переработки вертолетом или вездеходами. Доизвлечение золота из хвостов сортировки возможно осуществлять с применением кюветного или кюветно-кучного выщелачивания нетоксичными для биоты растворов галогенидных реагентов [198, 263, 295].

Данное технико-технологическое решение может быть использовано при разработке маломасштабных рассредоточенных рудных тел с относительно высокими содержаниями полезных компонентов. В Хабаровском крае разведан ряд месторождений, состоящих из рассредоточенных рудных тел жильного типа, например Кварцевое, Холанское, Кюлюклинское и некоторые другие [32]. В частности, золотосеребряное рудное месторождение Кварцевое, расположенное в Северо-Западном Приохотье (бассейн р. Девочки), представлено серией крутопадающих кварцевых жил и прожилков, строение жил сложное с многократным отложением жильных и рудных минералов. Протяженность жилы «Главная» на поверхности 2680 м, а на горизонте 614 м – 737 м, мощность изменяется от 0,4 до 9,0 м, на флангах жила ветвится и выклинивается, в центральной части жилы выделяется интервал длиной 300 м средней мощностью 1,4 м с содержанием золота 6,7 г/т и серебра 51,2 г/т, остальная часть жилы имеет содержание золота 1,8 г/т и серебра 3,3 г/т. В жиле «Второй» на интервале 280 м содержания золота колеблются от 0,2 до 10,2 г/т и серебра от 2 до 640 г/т. Жильные тела со столбообразным, гнездовым распределением рудных компонентов.

Таким образом, предлагаемые в диссертационной работе технико-технологические решения по извлечению запасов особо ценного минерального сырья, сосредоточенного в маломощных рудных телах, позволят увеличить коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр и продлить срок работы горнодобывающих предприятий

Выводы по главе 3

1. Проведенная автором оценка изменчивости качественных характеристик рудных залежей на примере характерных месторождений различного минерального сырья с учетом их влияния на показатели извлечения полезных компонентов показала необходимость ведения селективной выемки богатых включений.

2. Разработан алгоритм выбора последовательности отработки сложноструктурных рудных блоков с учетом возможности селективной выемки богатых рудных включений различной морфологии с применением адаптивных технологий подготовки к выемке и собственно выемки.

3. Для расширения области использования подготовки относительно прочных руд с повышенным содержанием полезного компонента к выемке проведены экспериментальные исследования по разупрочнению руд средней трудности разрушения раствором поверхностно активных веществ, в ходе которых установлено снижение прочности данных руд на 20...40 %, что позволяет перевести их в класс легко разрушаемых.

4. Обоснована адаптивная технология выемки руд при разработке сложноструктурных месторождений штокверкового типа с выделением при оконтуривании богатых рудных включений посредством локального сгущения сети скважин с их опережающей выемкой после физико-химического разупрочнения. Разработана конструкция оборудования, обеспечивающая выделение из некондиционных руд обогащенной полезным компонентом мелкой фракции непосредственно во время ведения выемочно-погрузочного процесса.

5. Обоснована адаптивная технология открытой разработки маломощных рудных тел с высоко-градиентной зональностью распределения полезного компонента с применением механической отбойки разносортных руд, позволяющая снизить пересортицу высокоценного минерального сырья и повысить сквозное извлечение полезного компонента на 4-6 %.

6. Предложены технико-технологические решения по доработке прибортовых запасов высокоценного минерального сырья с применением взрывного рыхления посредством скважинных зарядов специальной конструкции с двумя ортогонально ориентированными кумулятивными полостями, а также механического рыхления с использованием автономного выемочного модуля.

4 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ВЕДЕНИЕМ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ МАШИНАМИ ПОСЛОЙНОГО ФРЕЗЕРОВАНИЯ И МОДЕРНИЗИРОВАННЫМИ СКРЕПЕРАМИ

4.1 Обобщение опыта применения машин послойного фрезерования при разработке сложноструктурных месторождений

В настоящее время при разработке сложноструктурных залежей, сложенных плотными, полускальными и легко разрабатываемыми скальными породами, для уменьшения разубоживания и пересортицы извлекаемого из недр минерального сырья все чаще используются технологические схемы с применением машин послойного фрезерования (карьерные комбайны, фрезерные машины), бульдозерно-рыхлительных агрегатов, экскаваторов с гидромолотами и т.п. [31, 140, 142, 166, 234, 236] Машины послойного фрезерования используются на открытой разработке месторождений угля, фосфоритов, апатитов, известняков и других полезных ископаемых. По сравнению с традиционными технологиями, включающими буровзрывное рыхление массива и выемку взорванной массы одноковшовыми экскаваторами или погрузчиками, технология механической выемки с применением карьерных комбайнов обеспечивает упрощение технологического процесса, уменьшение номенклатуры карьерного оборудования (поскольку рыхление, выемка, погрузка и крупное дробление производится одной машиной), высокую производительность при работе с плотными и полускальными породами, а также качественную селективную выемку тонких пластов и пропластков полезного ископаемого мощностью от 0,1-0,2 м [60, 307, 312, 325]. Так переход фирмой Western Collieries (Австралия) при разработке сложноструктурного каменноугольного месторождения, полезная толща которого представлена двенадцатью угольными пластами мощностью от 0,2 до 4,5 м, с традиционной технологии, предполагающей использование БВР и выемку взорванной горной массы одноковшовым погрузчиком Caterpillar 992С, на новую технологию с применением карьерного комбайна Wirtgen 3000SM, обеспечивающего фрезерование пропластков с точностью 2,5 см, позволил увеличить коэффициент извлечения запасов угля из недр с 70 до 98 % и снизить зольность угля 9,0 до 6,5 % [140]. Применение безвзрывных технологий обеспечивает лучшую сохранность природ-

ного качества сырья, дает возможность работать вблизи населенных пунктов и объектов инфраструктуры. В горном производстве используются карьерные комбайны различных производителей Krupp, MAN Takraf, Voest-Alpin, Rahco, имеются отдельные образцы карьерных комбайнов отечественного производства, но наибольшее распространение получили комбайны фирмы Wirtgen [79, 255, 316].

С учетом того, что горные массивы зачастую состоят из пород, существенно различающихся по прочности, то с целью обеспечения максимального технико-экономического эффекта для их разработки целесообразно использовать комбинированные технологические схемы, включающие различные комплекты горного оборудования. Так для разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов (Узбекистан) в работе [190] после сопоставления различных вариантов предложена технологическая схема, предполагающая ведение вскрыши с применением буровзрывных работ и последующей выемкой пустых пород гидравлическим экскаватором с вместимостью ковша 17 м^3 загружающего автосамосвалы CAT-785B (грузоподъемностью 136 т), глинистый мергель (рисунок 4.1) отрабатывается бульдозерами-рыхлителями CAT-D10N с погрузкой породы колесным погрузчиком CAT-992G в автосамосвалы CAT-777 (грузоподъемностью 90 т), при этом породы внутренней и внешней вскрыши транспортируются во внутренний отвал. Выемка продуктивных пластов осуществляется посредством карьерных комбайнов, средняя мощность I и II фосфопластов составляет 0,63 и 0,66 м, содержание P_2O_5 в пластах изменяется от 13 до 26 %.

По составу и текстурным признакам в пластах можно выделить три слоя (рисунок 4.2): в среднем слое сосредоточены наиболее качественные фосфориты с высоким содержанием P_2O_5 , в верхнем и нижнем слоях находятся более бедные фосфориты на глинисто-кальциевом цементе со значительным количеством вредных примесей [83]. Помимо послойной неоднородности фосфоритов, для них характерна площадная фациальная изменчивость, в связи с чем, на одном уровне могут находиться руды разных технологических сортов. Незначительная естественная радиоактивность руды позволяет вести радиометрический контроль при осуществлении селективной выемки руд карьерными комбайнами в соответствии с принятой на предприятии технологией обогащения и переработки. На выемке руд невысокой прочности (20-50 МПа) используются карьерные комбайны Wirtgen 2100SM и MTS-250, а на более прочных рудах (50-80 МПа) – комбайны Wirtgen 2500SM.

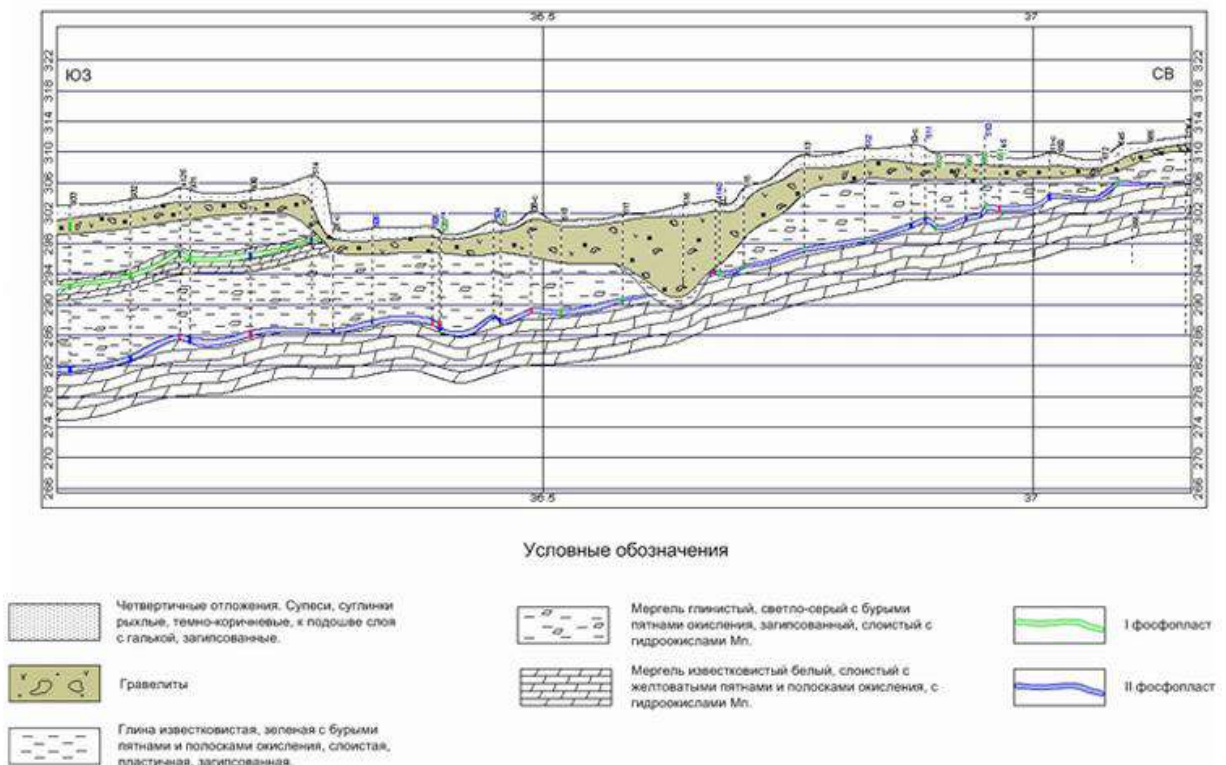
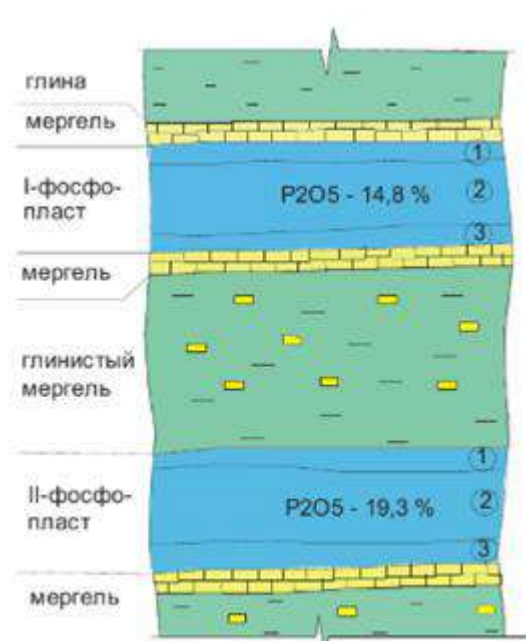


Рисунок 4.1 – Геолого-структурный разрез Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов [190]



1, 2, 3 – слои фосфопласта

Рисунок 4.2 – Геолого-структурный разрез продуктивной толщи Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов [83]

Разрыхленная руда грузится комбайнами в автосамосвалы, либо отсыпается в штабель на рабочей площадке, с которой погрузчиками подается в автосамосвалы.

Применение карьерных комбайнов при разработке сложноструктурных угольных пластов значительно повышает эффективность освоения месторождений в сравнении с традиционными технологиями за счет углубления селективности извлечения полезного ископаемого и снижения себестоимости его добычи. Так в Сибири и на Дальнем Востоке России с учетом технических параметров карьерных экскаваторов, задействованных на крупных угольных разрезах, минимальная мощность селективно извлекаемого пласта составляет 1-2 м, а максимальная мощность внутрипластовых породных прослоев, включаемых в подсчет запасов – 0,7-1,0 м [285]. Таким образом, значительные по мощности прослой пустой породы включаются в полезную толщу, в тоже время маломощные пласты угля отрабатываются вместе с пустой породой и направляются в отвал. Валовая отработка сложноструктурных угольных пластов приводит к увеличению зольности угля. При сжигании такого топлива на тепловых электростанциях ухудшаются экономические и экологические параметры их работы, поскольку при увеличении зольности значительно снижается теплоотдача (по данным Государственного технологического института увеличение зольности угля на 11 % приводит к росту удельного объема его потребления на 31 %), резко увеличиваются выбросы вредных веществ в атмосферу и количество продуктов сжигания, которые необходимо складировать в золоотвалах, что ведет к ухудшению экологической обстановки в районе работы тепловых электростанций [171].

В работе [171] проведен сравнительный анализ качества товарной продукции, получаемой при отработке сложноструктурного пласта на разрезе «Черемховский» Иркутского угленосного бассейна с применением различных технологий выемки (рисунок 4.3). При валовой выемке углей экскаваторами ЭКГ-5 или ЭКГ-8 общая извлекаемая мощность угля с прослоями составляет 4,5-7,04 м при зольности от 32,7 до 39,7 %. В случае селективной послойной выемки угля карьерным комбайном Wirtgen 2200SM зольность получаемого угля ниже на 10-12 %, кроме того, значительно повышается полнота извлечения угля из недр и снижается себестоимость добычных работ.

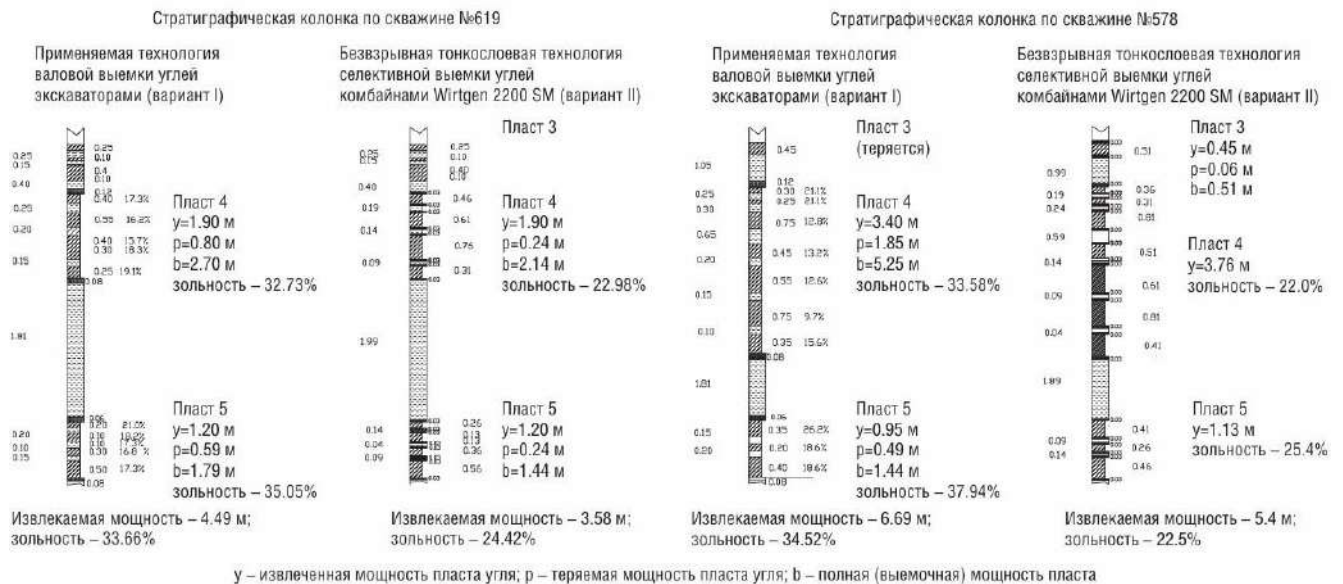


Рисунок 4.3 – Эксплуатационные показатели вариантов технологий валовой и селективной разработки угольных пластов [171]

В частности, в исследовании [60] указывается, что себестоимость разработки сложноструктурного пласта Эльгинского каменноугольного месторождения карьерными комбайнами Wirtgen на 30 % ниже в сравнении с применением взрывного рыхления и выемкой угля одноковшовыми экскаваторами.

Также карьерными комбайнами обеспечивается эффективная разработка сложноструктурных пластов горючих сланцев (рисунок 4.4), так комбайн Wirtgen 2500SM при разработке горючих сланцев месторождения Kivioli (Эстония) развивал производительность до 600-650 т/ч [166]. Этим же комбайном в качестве вскрышных и вмещающих пород селективно извлекались прослой известняка, существенная часть которого в дальнейшем была реализована строительным организациям, использовавших его для приготовления бетона.

Использование механического рыхления руд посредством комбайнов различных конструкций вместо применения буровзрывных работ при освоении месторождений кимберлитов позволяет повысить сохранность кристаллов. В США на кимберлитовом руднике Koala (Аляска) одновременно ведутся открытые и подземные работы, на карьере задействованы комбайны Wirtgen 2200SM-ТТ, работающие при температурах окружающего воздуха до -40°C [164].

Состав пород	Условное обозначение	Индекс слоя	Мощность слоя, м
Известняк			0.7-1.46
Сланец некондиционный		H	0.20-0.30
Известняк		H/G	0.15-0.30
Сланец некондиционный		G	0.30
Известняк		G/H	1.12-1.23
Сланец		F	0.38
		E	0.61
Известняк		D/E	0.13
Сланец		D	0.19
Известняк		C/D	0.36
Сланец		C	0.28
Известняк		BC	0.09
Сланец		B	0.31
Известняк		A/B	0.11
Сланец некондиционный		A	0.08
		A	0.14

Рисунок 4.4 – Стратиграфическая колонка продуктивной части месторождения горючих сланцев Kivioli [166]

Применение комбайнов позволило не только повысить сохранность добываемых алмазов, но и обеспечить возможность ведения открытых горных работ в непосредственной близости от подземных выработок. На подземных рудниках АЛРОСА для разработки ценных руд с высоким содержанием алмазов впервые в мировой практике разработана и успешно внедрена технология с применением комбайновой выемки руды и закладкой выработанного пространства [122, 193]. Проведенные опытно-промышленные испытания усовершенствованной технологии с применением комбайнов АМ-75 и АМ-

105 на очистной выемке подтвердили расчетные показатели. Переход на механический способ выемки руды обеспечил увеличение стоимости продукции на 10-14 % за счет роста выхода крупных кристаллов алмазов [241]. Наибольший эффект комбайновая выемка обеспечивает при отработке высокоценных руд, хотя при этом себестоимость добычи возрастает на 20-25 % по сравнению с буровзрывной технологией.

Наибольшее распространение карьерные комбайны и фрезерные машины получили при разработке месторождений карбонатных пород. В России безвзрывные технологии активно внедряются на карьерах цементного сырья, лидером в цементной отрасли по использованию технических и технологических инноваций является холдинг «ЕВРОЦЕМЕНТ групп», который на своих предприятиях последовательно внедряет безвзрывные технологии разработки известняков на Кувмогорском, Сокольско-Систовском, Пятовском, Дзегутинском и ряде других карьеров [163, 167, 261]. На основе данных научно-технической литературы автором обобщена информация по работе машин послойного фрезерования на карьерах строительных горных пород (таблица 4.1).

Внедрение безвзрывной технологии во многих случаях позволяет существенно расширить границы горных работ, так применение карьерного комбайна Wirtgen 2200SM на Кувмогорском месторождении цементного сырья обеспечило возможность ведения добычных работ во взрывоохранной зоне жилого поселка Стрелецкие выселки и позволило дополнительно вовлечь в отработку существенные запасы полезных ископаемых (около 12 млн. т известняка и 16,5 млн. т глин), что значительно увеличило срок службы цементного завода [163].

Существенным недостатком, сдерживающим более широкое распространение технологии слоевой выемки, является значительное снижение производительности карьерных комбайнов и фрезерных машин при увеличении прочности горных пород. В сложноструктурных пластах полезное ископаемое перемежается с породными прослоями, которые преимущественно имеют прочность существенно большую чем полезное ископаемое. Так на карьере Кивиоли (Эстония) пласты горючих сланцев прочностью 2-4 единицы по шкале М.М. Протодяконова чередуются с прослоями известняка прочностью 5-10 единиц [166], в связи с чем, скорость движения комбайна Wirtgen 2500SM (при равной мощности фрезеруемого слоя) в процессе выемки горючих сланцев была в 2-3 раза выше, чем при выемке прослоев известняка.

Таблица 4.1 – Машины послойного фрезерования на разработке отечественных карьеров строительных горных пород

Регион РФ	Месторождение, карьер	Разрабатываемые породы	Мощность фрезеруемого слоя, см	Скорость комбайна, м/мин
Комбайн Wirtgen 2200SM				
Калужская область	Пятовский	известняк	0,12-0,20	3-8
Ленинградская область	Пикалевское	известняк	0,4-0,5	4-8
Липецкая область	Сокольско-Систовское	известняк	0,15-0,25	7-11
Владимирская область	Мелехово-Федотовское	доломиты и известняки	0,15-0,30	4-8
Карачаево-Черкесская Республика	Джегутинский	известняк	*	*
Рязанская область	Кувмогорский	известняк	*	*
Владимирская область	Митино	доломиты	0,20-0,25	8-10
Комбайн Wirtgen 2500SM				
Липецкая область	Сокольско-Систовское	известняк	0,40-0,53	4-6
Челябинская область	Коелгинское	мрамор	0,1-0,5	
Карачаево-Черкесская Республика	Джегутинский	известняк	0,48-0,50	5-7
Рязанская область	Кувмогорский	известняк	0,4-0,45	3-7
Чеченская Республика	Черногорское	известняк	0,5-0,55	*
Саратовская область	Большевик	мел	0,50-0,55	10-12
Фрезерная машина Vermeer T1255				
Кабардино-Балкарская Республика	Каббалкгипс	гипс, скальные породы	*	*
Краснодарский край	*	скальные породы	*	*

* - данные отсутствуют

На Восточно-Бейском разрезе (Хакассия) пласты каменного угля прочностью 1,5-2 единицы по шкале М.М. Протодряконова имеют в своем составе прослой пустых пород с прочностью от 3 до 8 единиц, на Талдинском разрезе (Кемеровская область) прочность породных прослоев на сжатие составляет 50-100 МПа, что многократно превышает прочность каменного угля, на Эльгинском каменноугольном месторождении (Якутия) прочность породных прослоев меньше и обычно не превышает 48-55 МПа, однако также существенно выше прочности угля, в связи с чем, производительность выемочной техники при разработке угля и породных прослоев значительно различается [60, 172]. Проведенные в работе [60] расчеты показали, что производительность карьерного комбайна Wirtgen 4200SM, задействованного на разработке сложноструктурного угольного пласта

Эльгинского месторождения, при выемке угля будет составлять 2030 т/ч, а при выемке породных прослоев – 763 т/ч, в связи с чем, себестоимость работ по выемке вскрышных пород комбайном будет в 1,5 раза выше, чем при традиционной технологии с применением БВР.

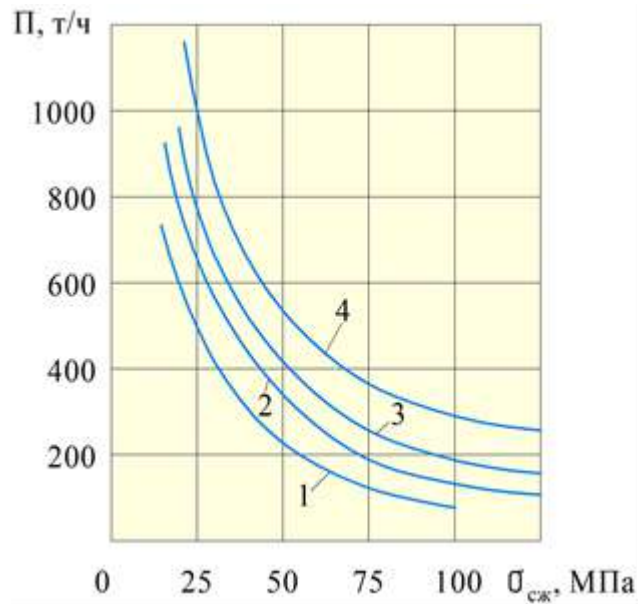
Для месторождений карбонатных пород также характерна значительная изменчивость прочности отдельных слоев, так на Мелеховско-Федотовском месторождении, которое служит сырьевой базой ОАО «Ковровское карьероуправление», продуктивная толща по литологическим признакам разделяется на 16 слоев переменной мощности (от 0,2-1,5 до 2-5 м), в верхней части сложена доломитами, в нижней – доломитизированными известняками [219], толща имеет четко выраженное слоистое строение с чередованием слоев доломитов малой и относительно высокой прочности (рисунок 4.5).



Рисунок 4.5 – Вид на верхний доломитовый уступ, обрабатываемый комбайном со стороны кровли [219]

Согласно данных [219] распределение доломитов по классам прочности на уступе Д1 Мелехово-Федотовского месторождения составляет: породы с прочностью на сжатие до 20 МПа – 6 % массива; 20-40 МПа – 28 %; 40-60 МПа – 42 %; 60-80 МПа – 16 %; 80-100 МПа – 6 %; 100-120 МПа – 2 % массива.

В результате анализа научно-технической литературы автором получены зависимости технической производительности карьерных комбайнов фирмы Wirtgen различных типоразмеров от прочности разрабатываемых горных пород (рисунок 4.6).



1 – комбайн Wirtgen 2100SM; 2 – комбайн Wirtgen 2600SM; 3 – комбайн Wirtgen 2200SM; 4 – комбайн Wirtgen 2500SM

Рисунок 4.6 – Зависимости технической производительности комбайнов от прочности горных пород на сжатие

При прочности пород на сжатие до 20-25 МПа производительность карьерных комбайнов равна или близка к номинальной (лёгкие условия работы). С увеличением прочности пород до 40-60 МПа (рядовые условия работы) производительность комбайнов существенно снижается, однако с экономической точки зрения по сравнению с технологиями с использованием буровзрывных работ разработка комбайнами более выгодна. При прочности пород 60-80 МПа (сложные условия работы) производительность комбайнов составляет 20-35 % от номинальной, поэтому себестоимость безвзрывной технологии становится сопоставимой с технологией включающей БВР, однако применение комбайнов предпочтительнее в связи с обеспечением ими более качественной селективной выемки полезного ископаемого и вмещающих пород или различных сортов полезного ископаемого [265]. Использование карьерных комбайнов для массовой выемки пород с прочностью на одноосное сжатие свыше 80-100 МПа (весьма сложные условия работы) экономически нецелесообразно, однако в отдельных случаях (запрет на ведение взрывных работ, необходимость обеспечения качественной селективной выемки тонких слоев, рыхление прочных прослоев пласта и т.п.) ведется. Производительность комбайна в этом случае составляет всего 12-25 % от номинальной, кроме того, при раз-

работке относительно прочных пород на рабочий орган, трансмиссию и металлоконструкцию машины действуют повышенные динамические нагрузки, которые могут привести к ее поломке, также резко увеличивается износ резцов, что требует их более частой замены [163, 166]. Так в процессе эксплуатации карьерного комбайна Wirtgen 2200SM на Кувмогорском карьере известняка при отработке участков крепких окремненных пород прочностью на сжатие 90-120 МПа производительность комбайна падала с 220-300 т/ч до 130-140 т/ч, работа сопровождалась усиленной вибрацией и пробуксовкой гусениц [163]. Таким образом, расширение области применения безвзрывных технологий разработки сложноструктурных месторождений, имеющих отдельные включения относительно прочных пород, сдерживается ограниченными техническими возможностями машин послойного фрезерования.

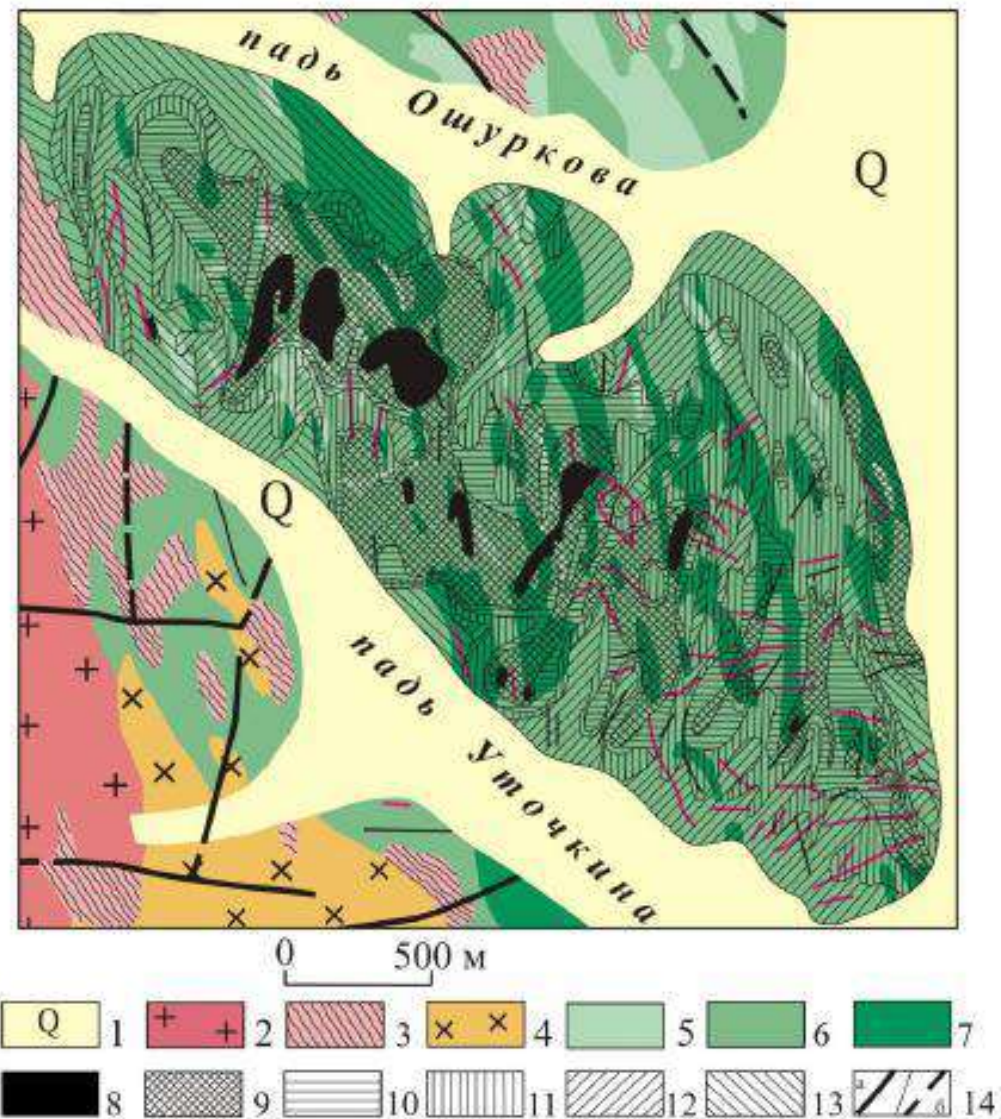
4.2 Обоснование адаптивных технологий безвзрывной разработки сложноструктурных массивов с предварительным разупрочнением прочных включений специальными растворами

Сложноструктурные залежи апатитов, фосфоритов, кимберлитов, каменного угля, карбонатных пород и некоторых других полезных ископаемых преимущественно состоят из плотных и полускальных пород массовое послойное рыхление которых механическими средствами с последующей селективной выемкой не составляют сложности, однако наличие отдельных включений (прослоев) относительно прочных пород (с прочностью на одноосное сжатие более 70-80 МПа) затрудняет использование безвзрывных технологий. Таким образом, разработка технико-технологических решений, обеспечивающих возможность эффективного массового послойного механического рыхления сложноструктурных массивов, сложенных породами существенно различающихся по прочности, включая легко разрабатываемые скальные породы прочностью на сжатие до 80-100 МПа, является актуальной задачей.

Диссертантом обоснована *адаптивная технология, обеспечивающая возможность эффективного массового послойного механического рыхления сложноструктурных массивов, сложенных породами, существенно различающимися по прочности, включая легко разрабатываемые скальные породы прочностью на сжатие до*

80...100 МПа, с применением усовершенствованной машины послойного фрезерования. Данная технология, в частности, может быть использовано при освоении месторождений апатитов и кимберлитов, при этом в качестве специальных разупрочняющих растворов могут использоваться не только растворы ПАВ, но и природные рассолы. На Дальнем Востоке России существует потребность в создании местной промышленности фосфорных удобрений на базе ранее разведанных месторождений апатитов, в том числе таких крупных как Ошурковское и Селигдарское. Вовлечение в разработку дальневосточных месторождений апатитов, географически удобно расположенных для освоения, сдерживается как низким содержанием полезного компонента в руде, так и сложным геологическим строением залежей. Наиболее перспективным для освоения является Ошурковское месторождение, однако его разработка сдерживается наличием значительных ограничений, в связи расположением месторождения в особой экологической зоне Забайкалья [51]. Ошурковское месторождение сложено различными по составу породами, контакты между которыми постепенные и расплывчатые, распределение апатита в массиве крайне неравномерное, среднее содержание P_2O_5 в кондиционных рудах составляет 4,37 % при бортовом содержании 3,5 %, при этом в рудных телах имеются участки некондиционной руды с содержанием P_2O_5 от 1 до 3,5 % (в среднем 2,84 %). Большая часть рудного массива представлена мягкими рудами с сопротивлением на одноосное сжатие около 27-32 МПа, в тоже время примерно 19 % руд имеют прочность на сжатие 93,6 МПа [51]. Участки кондиционных и некондиционных руд образуют сплошные рудно-породные зоны различных форм, размеров и структур (рисунок 4.7.).

Неравномерное распределение и низкое содержание полезного компонента в массиве требует ведения селективной выемки рудной массы с обеспечением минимально возможного примешивания вмещающих пород и некондиционных руд при добыче. Наличие экологических ограничений исключает возможность освоения месторождения с применением буровзрывных работ, а также обогащения добытой руды с использованием традиционного метода флотации и созданием гидротехнических комплексов для хранения мокрых хвостов [51]. Выходом из создавшегося положения является разработка и внедрение прогрессивных технологий и оборудования по добыче и переработке руд, обеспечивающих комплексность и полноту извлечения полезных компонентов, снижение энергоемкости и себестоимости работ, минимизацию потерь и экологических последствий производства [215].



1 – четвертичные отложения; 2 – граниты лейкократовые; 3 – метаморфозы (гнейсы, мигматиты); 4 – сиениты (краевая фракция гранитов); 5 – лейкократовые габброиды; 6 – мезократовые габброиды; 7 – меланократовые габброиды. Содержание P_2O_5 : 8 – 5 % и более; 9 – от 4 до 5 %; 10 – от 3,5 до 4 %; 11 – от 3 до 3,5 %; 12 – от 2 до 3 %; 13 – от 1 до 2 %; 14 – линии разрывных нарушений (а – установленные, б – предполагаемые)

Рисунок 4.7 – План изолиний содержания P_2O_5 Ошурковского месторождения по С.В. Костромину

К настоящему времени разработаны и на некоторых отечественных и зарубежных предприятиях внедрены системы управления качеством руд, базирующиеся на усреднительном или разделительном принципах [299, 304]. Известны научные работы, в которых учетом имеющихся ограничений Ошурковское месторождение предлагается разрабатывать с применением механических средств выемки горных пород, в частности карьер-

ерных комбайнов [131], а обогащение полученной минеральной массы вести с применением сухой технологии получения черного апатитового концентрата [51] с использованием эффекта вибрационного псевдосжижения [305, 311]. Полученный черновой концентрат после доизмельчения предлагается доводить до товарного качества на флотационных фабриках Забайкалья, имеющих свободные производственные мощности.

В работе [276] с целью контроля содержания полезного компонента в горной массе при разработке Ошурковского месторождения предлагается использование карьерного комбайна с установленным над разгрузочным конвейером контрольно-измерительным комплексом, работа которого основана на применении рентгенометрического способа. На каждой порции горной массы (объем кузова автосамосвала) предлагается выполнять не менее 60 измерений, по которым рассчитывается среднее содержание P_2O_5 в загружаемой кузов горной массе, после чего автосамосвал получает адрес разгрузки. Недостатком данной технологии является валовая погрузка рудной массы с различным содержанием полезного компонента в кузов автосамосвала, где она перемешивается, таким образом, контрольно-измерительный комплекс обеспечивает лишь более точное определение среднего содержания полезного компонента в порции рудной массы.

Общими недостатками технологии с применением карьерных комбайнов и автосамосвалов являются простои комбайнов при замене автосамосвалов, которые составляют от 10 до 20 % и более от времени фрезерования [261], а также многократное снижение производительности фрезерования при рыхлении участков, сложенных прочными рудами. Так по данным исследований д.т.н. Рыльниковой М.В. и к.т.н. Швабенланд Е.Е., выполненных применительно к Ошурковскому месторождению апатитов, при рыхлении руд с прочностью на сжатие 27-32 МПа техническая производительность карьерного комбайна Wirtgen 2500SM будет составлять 230-250 м³/час, а при рыхлении участков апатитовых руд с прочностью на сжатие 93,6 МПа – всего 53 м³/час [275]. Таким образом, существенно возрастает себестоимость рыхления прочных включений, а при снижении производительности карьерного комбайна будут простаивать автосамосвалы в ожидании погрузки. Предварительное разупрочнение относительно прочных включений с использованием известной технологии [159], предполагающей бурение специальной сети скважин для подачи раствора ПАВ, может быть нецелесообразным в связи с многооперационностью, необходимостью использования различного оборудования и боль-

шим объемом работ при массовой выемке минерального сырья сравнительно невысокой стоимости. Также необходимо отметить, что при разработке апатитов карьерным комбайном происходит значительное пыление и потери мелких и тонких фракций от выдувания при фрезеровании, погрузке и транспортировке рудной массы. В тоже время в разрыхленной апатитовой руде наиболее обогащены полезным компонентом именно мелкие фракции. Так исследование технологической пробы рядовых апатит-нефелиновых руд месторождения «Олений Ручей» крупностью -200 мм показало, что при среднем содержании полезного компонента в технологической пробе 10,1 % во фракции крупностью свыше 20 мм среднее содержание P_2O_5 составляло всего 5,5 %, в тоже время во фракции -20+10 мм содержание P_2O_5 составляло 16,5 %, а в рудном отсеке размером -10 мм – 18,05 % [215]. Исследование аналогичной технологической пробы бедных апатит-нефелиновых руд месторождения «Олений Ручей» показало, что при среднем содержании полезного компонента в руде технологической пробы 5,4 %, в материале крупностью -200+20 мм среднее содержание P_2O_5 составляло 3,66 %, в материале крупностью -20+10 мм – 4,16 %, а в рудном отсеке -10 мм – 7,22 % [215]. Следовательно, при такой существенной изменчивости содержаний из некондиционной рудной массы посредством грохочения возможно выделить продуктивную мелкую фракцию -10 мм.

Предлагаемое технико-технологическое решение заключается в использовании для отработки сложноструктурного массива переменной прочности усовершенствованной машины послыйного фрезерования с комбинированным рабочим оборудованием [154, 266, 271]. Конструкция усовершенствованной машины послыйного фрезерования включает гусеничную ходовую часть 1, силовую установку 2, фрезерный рабочий орган 3, транспортно-сортировочный агрегат 4, накопитель 5, систему пневмотранспортирования 6 мелких фракций, желоб 7 для спуска рудной массы в открытую траншею 8, автоматическую систему управления, а также устройство для предварительного разупрочнения 9 участков относительно прочных руд массива (рисунок 4.8). Устройство для предварительного разупрочнения 9 состоит из поворотной рамы 10 с приводом 11, вращающим диски 12 для нарезания щелей 13, а также форсунок 14 для подачи раствора ПАВ из специальной емкости 15.

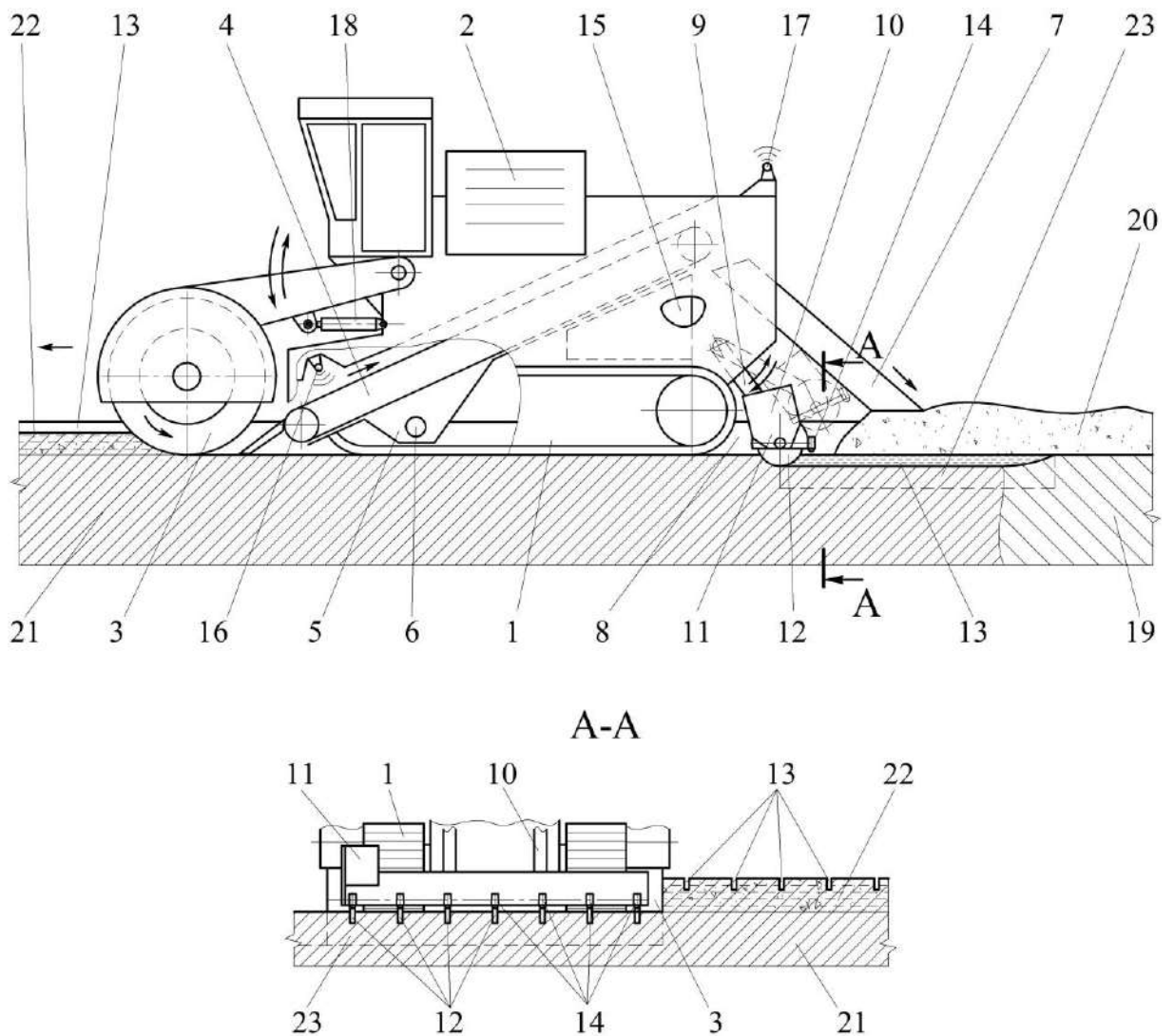


Рисунок 4.8 – Схема разработки сложноструктурного массива усовершенствованной машиной послойного фрезерования

Автоматическая система управления включает блок контроля параметров фрезерования, контрольно-измерительное устройство 16 для определения содержания полезного компонента в рудной массе, поступающей на транспортно-сортировочный агрегат 4, блок позиционирования машины 17 и блок управления устройством для предварительного разупрочнения 9.

Для разработки сложноструктурного массива фрезерный рабочий орган 3 заглубляется посредством гидроцилиндра 18 с одновременным поступательным движением усовершенствованной машины послойного фрезерования. Рыхление руд невысокой прочности 19 осуществляется без предварительного разупрочнения с относительно высокой производительностью. Полученная рудная масса поступает на транспортно-

сортировочный агрегат 4, где посредством контрольно-измерительного устройства 16 определяется содержание полезного компонента, а также ведется отделение обогащенных мелких фракций с направлением их в накопитель 5 и последующей подачей системой пневмотранспортирования 6 в бункер специального транспортного средства (на рисунке 4.8 не показан). Надрешетный продукт 20 (крупные и среднеразмерные фракции) направляется к желобу 7, по которому спускается в отрытую траншею 8. При достижении машиной послыного фрезерования участка относительно прочных руд 21 (поверхностный слой 22 которых предварительно разупрочнен путем нарезания щелей 13 и подачи в них раствора ПАВ в процессе предыдущего прохода) нагрузки на фрезерный рабочий орган 3 возрастают, автоматическая система управления подает сигнал для опускания поворотной рамы 10 с дисками 12 с целью нарезания в приповерхностном слое 23 массива щелей 13 и подачи в них раствора ПАВ. При переходе машины послыного фрезерования с участка относительно прочных руд 21 на участок руд невысокой прочности 19 поворотная рама 10 с дисками 12 поднимается и нарезание щелей 13 для разупрочнения массива прекращается. Автоматическая система управления обрабатывает данные с контрольно-измерительного устройства 16 (по содержанию полезного компонента в рудной массе) и блока позиционирования машины 17 (по месту ее нахождения на рабочей площадке) с составлением карты-схемы расположения надрешетного продукта по сортам в траншее 8. Одноковшовый погрузчик, оборудованный системой позиционирования, с учетом составленной карты-схемы ведет селективную выемку и погрузку кондиционной и некондиционной руды в автосамосвалы (на рисунке 4.8 не показаны). Таким образом, предлагаемое технико-технологическое решение позволяет осуществлять эффективное массовое послыное рыхление горного массива, снижает простои горного оборудования и обеспечивает вовлечение в переработку продуктивной фракции некондиционных руд.

Автором были проведены технико-экономические расчеты технологических схем по разработке руд Ошурковского месторождения с применением комбайна Wirtgen 2500SM без подготовки участков относительно прочных руд к выемке и с подготовкой путем их разупрочнения раствором ПАВ, результаты расчетов представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Показатели выемки руд при разработке Ошурковского месторождения апатитов по различным технологиям

Параметры	Без разупрочнения			С разупрочнением		
	Прочность на сжатие, МПа			Прочность на сжатие, МПа		
	26,8	31,8	93,6	26,8	31,8	60,8*
Доля руд в общем объеме, %	12	69	19	12	69	19
Техническая производительность, м ³ /час	250	230	53	250	230	82**
Средняя техническая производительность, м ³ /час	142			173		

* оценочная прочность руды после разупрочнения раствором ПАВ (при снижении прочности на 35%), ** оценочная техническая производительность карьерного комбайна при выемке разупрочненной руды исходя из номограмм для оценки производительности комбайнов [275]

После пропитки поверхностного слоя участков прочных руд Ошурковского месторождения раствором ПАВ в течение 2-3 суток можно ожидать повышения производительности их фрезерования в 1,55 раза с 53 до 82 м³/ч, что позволит увеличить среднюю техническую производительность выемочной машины при разработке сложноструктурной залежи на 21,8 % со 142 до 173 м³/ч.

Необходимо отметить, что при послойной выемке разнокачественных пропластков в процессе отработки пологих и наклонных сложноструктурных пластов нарезание сплошных щелей для подачи раствора ПАВ нецелесообразно, так как в связи с наличием продольного уклона рабочей площадки раствор ПАВ будет стекать под уклон. Для повышения эффективности послойной отработки подобных залежей, в частности при освоении карбонатных месторождений, диссертантом предлагается *технологическое решение по безвзрывной разработке пологих сложноструктурных пластов, включающих прочные породные прослои, с использованием модернизированного карьерного комбайна* [265, 272]. Применение при разработке сложноструктурного карбонатного пласта 1 модернизированного карьерного комбайна 2 дополнительно оснащенного накопительным бункером 3 и агрегатом 4 для нарезания прерывистых щелей 5 (рисунок 4.9), обеспечивает возможность предварительного разупрочнения относительно прочных слоев пласта и ведения безостановочного рыхления массива при замене автосамосвалов под погрузкой.

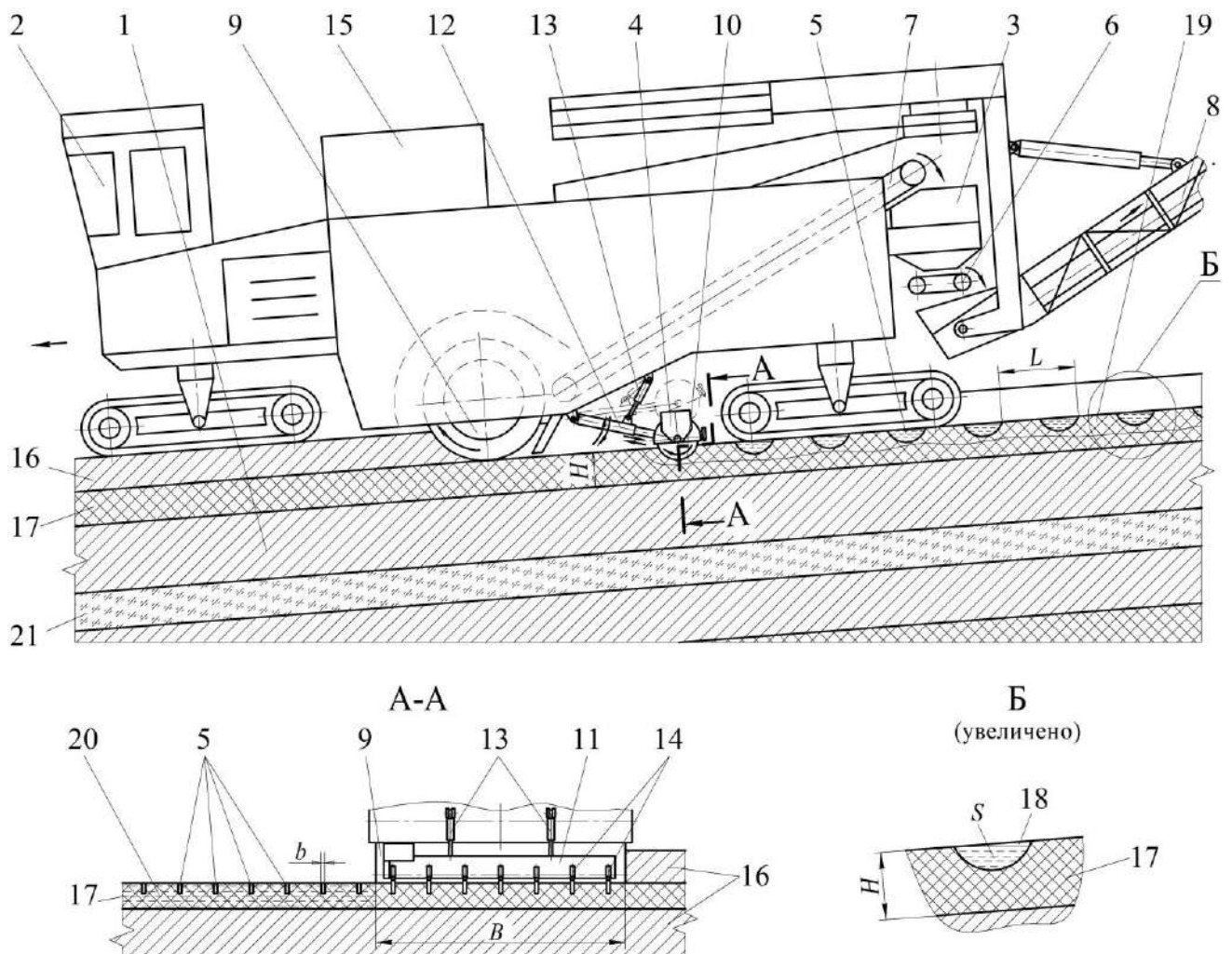


Рисунок 4.9 – Схема разработки пологого сложноструктурного карбонатного пласта с применением модернизированного карьерного комбайна

Накопительный бункер 3, оснащенный питателем 6, установлен в задней части комбайна 2 между приемным транспортером 7 и разгрузочным конвейером 8. Агрегат 4 для нарезания прерывистых щелей 5 размещен за фрезерным рабочим органом 9 и включает режущие диски 10 с приводом, корпус 11, телескопическую раму 12, гидроцилиндры 13. На корпусе 11 также установлены форсунки 14 для подачи раствора ПАВ из бака 15. Управление рабочим оборудованием комбайна осуществляется с применением автоматической системы.

Разработка пологого сложноструктурного пласта 1 осуществляется послойно, разрыхленные фрезерным рабочим органом 9 карбонатные породы подаются на приемный транспортер 7, а от него через накопительный бункер 3, питатель 6 и разгрузочный конвейер 8 – в автосамосвал (на рисунке 4.9. не показан). В процессе замены автосамо-

свала под загрузкой работа разгрузочного конвейера 8 и питателя 6 прекращается, при этом рыхление массива продолжается, извлеченная карбонатная порода временно аккумулируется в накопительном бункере 3, объем которого достаточен для размещения горной массы, разрыхленной за время обмена автосамосвалов (расчет параметров работы комбайна с накопительным бункером представлен в параграфе 4.3 диссертационной работы). Таким образом, обеспечивается безостановочная работа карьерного комбайна 2 при фрезеровании слоя пород.

Основной объем сложноструктурного карбонатного пласта 1 обычно представлен породами невысокой прочности, механическое рыхление которых посредством фрезерного рабочего органа 9 не вызывает затруднений и осуществляется с достаточно высокой производительностью, при этом относительно прочные включения незначительны по объему, так на Мелехово-Федотовском месторождении доломитов на уступе Д1 породы прочностью на сжатие более 60МПа составляют 24%, а более 80МПа – всего 8% [219]. В процессе рыхления вышележащего слоя 16 пород невысокой прочности происходит обнажение слоя 17 относительно прочных пород и осуществляется его разупрочнение, для чего при движении комбайна 2 под уклон (или на подъем) режущими дисками 10 агрегата 4 производится формирование прерывистых щелей 5, в которые через форсунки 14 подается раствор ПАВ. Для формирования прерывистых щелей 5 в виде последовательности сегментов 18 (с целью получения наибольшей вместимости при подаче раствора ПАВ при равном объеме щелей с учетом продольного уклона рабочей площадки) необходимо обеспечить неподвижное положение режущих дисков 10 в плане, для чего скорость выдвигания телескопической рамы 12 с режущими дисками 10 в направлении противоположном движению комбайна 2 должна быть равна скорости движения комбайна 2, при этом гидроцилиндрами 13 обеспечивается одновременный поворот телескопической рамы 12 для заглубления режущих дисков 10. Синхронизация скорости движения комбайна 2, выдвигания и поворота телескопической рамы 12 осуществляется автоматической системой управления. После нарезания сегментов 18, производится подъем и втягивание телескопической рамы 12, затем через расстояние L цикл нарезания повторяется.

По сравнению с бурением сети скважин для подачи раствора ПАВ формирование прерывистых щелей более технологично для разупрочнения слоев прочных пород небольшой мощности и не требует применения дополнительного горного оборудования.

Близкое расстояние между смежными щелями позволит повысить скорость разупрочнения массива. Ширина щелей для подачи необходимого объема раствора ПАВ может быть определена по формуле:

$$b = \frac{HBLV_k}{Sn}, \quad (4.1)$$

где H , B - соответственно, мощность и ширина разупрочняемого слоя, м;

L - шаг нарезания сегментов прерывистых щелей, м;

δ - удельный расход раствора ПАВ на пропитку массива, м³/м³;

k - эмпирический коэффициент, учитывающий частичное поглощение раствора ПАВ непосредственно при подаче из-за наличия трещиноватости и пористости массива;

S - полезная площадь сегмента прерывистой щели, м;

n - число одновременно нарезаемых прерывистых щелей.

При диаметре режущего диска 0,5 м, глубине резания 0,15 м и продольном угле рабочей площадки 5°, полезная площадь сегмента $S=0,041$ м². Расчеты показывают, что для дезинтеграции слоя мощностью 0,5 м и шириной 2,5 м с формированием семи прерывистых щелей на обрабатываемой полосе, с шагом нарезания сегментов – 1 м, удельным расходом раствора ПАВ для пропитки массива - 0,005 м³/м³, при эмпирическом коэффициенте $k=0,9$, необходимая ширина прерывистой щели составит порядка 0,02 м.

Наличие целиков 19 в прерывистой щели 5 исключает неравномерную пропитку массива, стекание раствора ПАВ под уклон с разливом по поверхности рабочей площадки и испарением. Раствор ПАВ остается в сегментах прерывистых щелей и постепенно поглощается через стенки, обеспечивая равномерное разупрочнение слоя относительно прочных пород. В это время модернизированным карьерным комбайном обрабатываются смежные полосы слоя 16 пород невысокой прочности с аналогичной пропиткой полос нижележащего слоя 17. Затем производится механическое рыхление и выемка разупрочнённых пород 20 слоя 17.

Необходимо отметить, что карбонатные массивы содержат в своей структуре участки блочного камня, имеющие повышенные качественные и декоративные свойства, обычно такие включения составляет всего 2-3 % объема сложноструктурного массива, при этом их ценность значительно выше по сравнению с другими породами месторождения, получение из карбонатных пород продукции в виде блочного камня дает су-

щественно больший экономический эффект чем производство из этого же объема горных пород щебня [211], применение безвзрывной разработки карбонатного пласта позволяет сохранить природное качество включений блочного камня [145]. При обнажении в процессе разработки сложноструктурного пласта 1 слоя 21 наиболее качественных карбонатных пород, пригодных для получения блочного камня, баровой установкой (на рисунке 4.9 не показана) осуществляется нарезание пропилов для последующего отделения блоков от массива посредством гидравлического экскаватора.

Предлагаемое технико-технологическое решение с нарезанием прерывистых щелей для разупрочнения раствором ПАВ (рисунок 4.9) возможно использовать также при послонной разработке пологих и наклонных сложноструктурных угольных пластов, породные прослои которых имеют прочность значительно выше, чем уголь. Необходимо отметить, что в ряде случаев ископаемые угли являются не только энергетическим и технологическим сырьем, но и источником многих ценных попутных компонентов, включая редкоземельные металлы, в повышенных концентрациях, при этом в некоторых случаях стоимость ценных металлов превышает стоимость угля. Так геолого-экономическая оценка Лианского месторождения показала, что на уголь приходится лишь 46,4 % потенциальной стоимости минерального сырья, а на содержащийся в угле рубидий – 27 %; редкоземельные металлы – 12,2 %; германий, скандий, галлий и другие металлы – 14,4 % [228]. Распределение высокоценных элементов в массиве угольных месторождений неравномерно, зачастую они концентрируются в тонких контактовых зонах угольных пластов, так на разрезе Ольжерасский, выявлены повышенные концентрации тантала в одном из пластов, приуроченные к прослою, сложенному алевролитами и алевропесчаниками мощностью 0,10-0,13 м [184]. Осуществление качественной селективной выемки тонких прослоев с повышенным содержанием высокоценных металлов позволит обеспечить эффективное извлечение попутных компонентов при обогащении добытого минерального сырья.

Важной задачей развития горного производства при добыче кристаллосырья является создание новых и совершенствование традиционных технологий, обеспечивающих максимальное сохранение форм, размеров и структуры содержащихся в нем промышленно ценных минералов. Многочисленными исследованиями установлено, что взрывное рыхление приводит снижению качества и рыночной стоимости кристаллосырья [35, 61, 126]. Повысить эффективность разработки коренных месторождений ким-

берлитов возможно за счет использования технологий и технических средств, учитывающих природные свойства отдельных участков месторождения, позволяющих значительно снизить потери качества сырья при его выемке. Существенно различающиеся прочностные характеристики и ценность руд месторождений и их отдельных участков (природно-технологических зон) обуславливают необходимость применения дифференцированного подхода к выбору технологий разработки [10]. Совершенствование горного оборудования позволяет вести успешную механическую выемку кристаллосырья. При разработке кимберлитов используются горные комбайны, рыхлители на базе тяжелых тракторов, роторные и одноковшовые экскаваторы, а также другое оборудование [164, 241, 313, 329]. Перспективным направлением развития технологий безвзрывной выемки является применение для разупрочнения горных массивов различных ПАВ. Исследования по разупрочнению кимберлитов посредством воздействия на них жидких и газообразных ПАВ, проведенные в ИГД им. А.А. Скочинского, показали, что подобная подготовка кимберлитов к выемке приводит к снижению их прочности на одноосное сжатие на 50 %, а в случае последовательного комбинированного воздействия на породу диоксида углерода и раствора ПАВ прочность кимберлита снижается в 2,5-3,5 раза [282]. При этом особенно важно применение кристаллосберегающих технологий на отдельных участках месторождений с потенциально высоким содержанием крупных алмазов.

На основании исследований, проведенных автором совместно с сотрудниками Российского государственного геологоразведочного университета им. Серго Орджоникидзе (МГРИ-РГГРУ), установлено, что обработка образцов кимберлитового материала, отобранного на ряде кимберлитовых месторождений Якутии, неактивированными природными рассолами обеспечила снижение прочности на одноосное сжатие на 30-35 %, а обработка образцов природными рассолами активированными электровоздействием - на 45-55 %. Также были проведены исследования фракционного состава материала полученного в процессе разрушения образцов кимберлитов в естественном состоянии и после разупрочнения, природными рассолами (рисунок 4.10).

При механическом разрушении образцов руд выход фракции -5 мм увеличился с 5...7 % до 35...39 %, а выход фракции -50+5 мм уменьшился с 70...80 % до 30...35 %, что подтверждает демпфирующее действие природных рассолов на минеральный комплекс кимберлитов, обеспечивающее повышение сохранности кристаллов крупных алмазов.

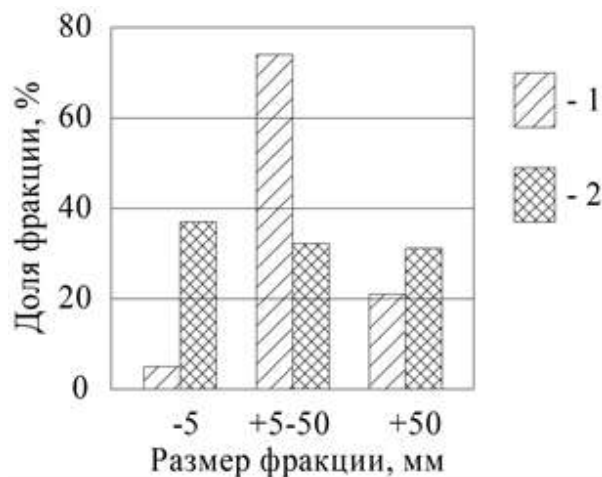
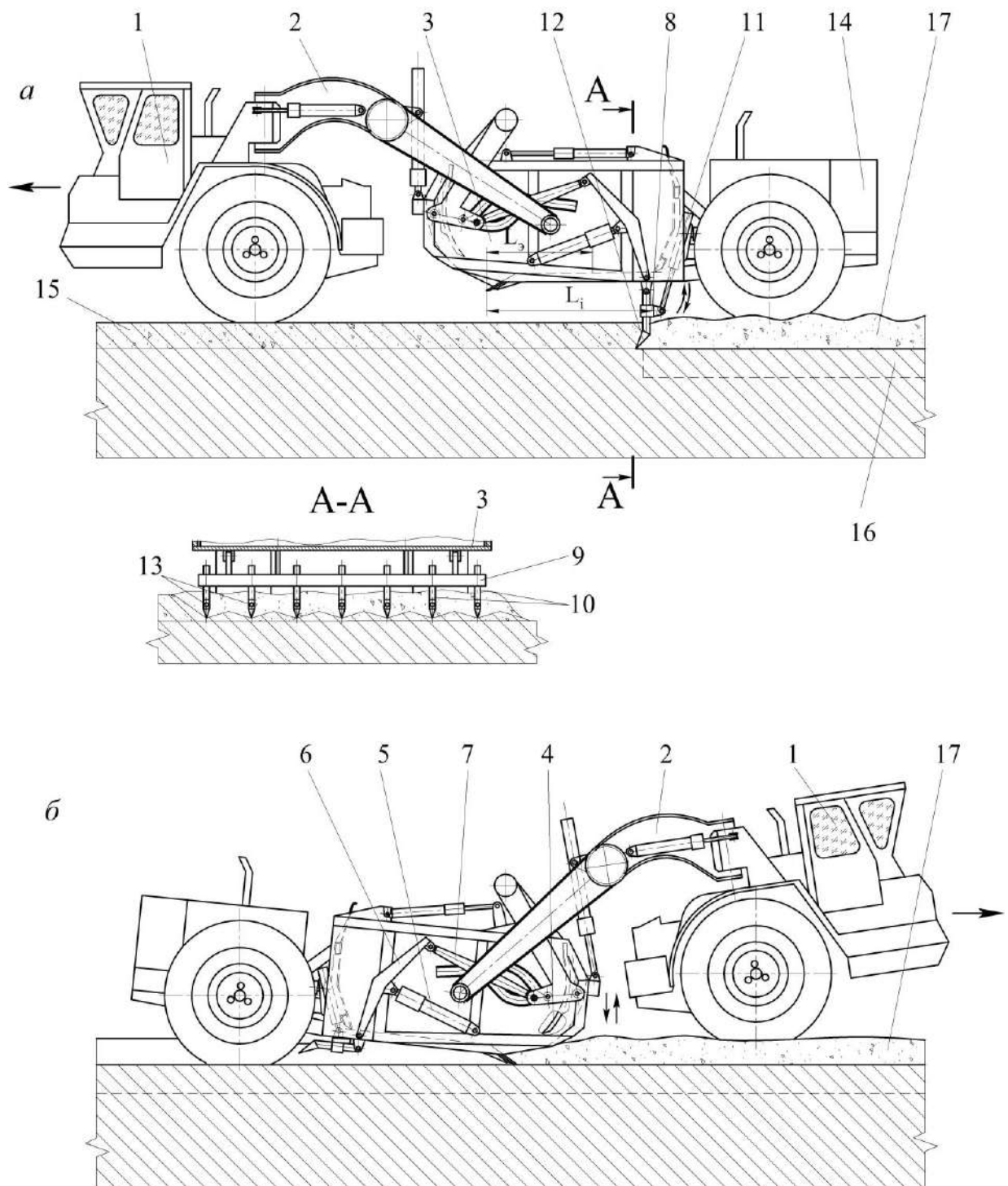


Рисунок 4.10 – Диаграмма распределения разрушенного материала образца кимберлита в естественном состоянии (1) и после разупрочнения природными рассолами (2)

Таким образом, наибольший эффект щадящей выемки возможно получить при использовании комбинированных технологий с предварительным применением физико-химических методов ослабления массива кимберлитов.

Автором научно обосновано *техничко-технологическое решение по «щадящей» выемке кимберлитовых руд относительно невысокой прочности* усовершенствованным колесным скрепером с комбинированным рабочим оборудованием [152, 200], который включает тягач 1, тяговую раму 2, удлиненный ковш 3 с промежуточной подгребающей стенкой (ППС) 4, привод которой осуществляется гидроцилиндрами 5 через рычаги 6 и тяги 7 (рисунок 4.11). Рыхлительное оборудование 8 включает балку 9 с набором зубьев 10, равномерно расставленных один от другого для рыхления полосы равной ширине удлиненного ковша 3, балка 9 шарнирно прикреплена к днищу удлиненного ковша 3 и может поворачиваться из транспортного положения в рабочее посредством гидроцилиндров 11. В наконечники 12 зубьев 10 встроены форсунки 13 для подачи под давлением природного рассола из емкости 14.

Скрепер с комбинированным оборудованием осуществляет подготовку массива кимберлитов к выемке посредством рыхления поверхностного слоя 15 при движении холостым ходом к месту начала загрузки ковша, одновременно с рыхлением производится подача через наконечники 12 зубьев 10 природного рассола, который обеспечивает разупрочнение нижележащего слоя 16 кимберлитов и снижает трение между наконечниками 12 зубьев 10 и массивом (рисунок 4.11а), что позволяет уменьшить сопротивление рыхлению.



а – подготовка кимберлитов к выемке с рыхлением разупрочненного верхнего слоя и одновременной пропиткой природным рассолом нижележащего слоя; б – выемка разрыхленных кимберлитов

Рисунок 4.11 – Схема послойной разработки массива кимберлитов скрепером с комбинированным оборудованием

После проведения рыхления скрепер разворачивается и осуществляет черпание подготовленных к выемке кимберлитов 17 (рисунок 4.11б), наполнение удлиненного ковша 3 скрепера осуществляется за счет силы тяги, а также применения ППС 4, перемещающей рудную массу из передней части удлиненного ковша 3 – в заднюю.

В связи с ростом глубины карьеров и увеличением дальности транспортировки рудной массы целесообразно при разработке месторождений кимберлитов использовать схемы комбинированного транспорта [231, 291]. При этом скреперами будет вестись транспортировка рудной массы от забоев к перегрузочному пункту на сравнительно небольшое расстояние, далее транспортирование осуществляется посредством карьерных автосамосвалов или конвейером.

В разные годы на заводах России и Белоруссии выпускались самоходные (полноприводные) скреперы ДЗ-115 с вместимостью ковша 15 м^3 и ДЗ-107-1 – 25 м^3 . Большой размер ковшей и высокие тяговые усилия данных машин позволяют успешно вести массовую выемку мягких и сыпучих горных пород, а также более прочных горных пород, предварительно разрыхленных карьерными комбайнами, фрезерными машинами или тракторными рыхлителями. Скрепер ДЗ-115 имеет грузоподъемность 29 т, мощность двигателей $2 \times 265 \text{ кВт}$ и массу 44,3 т [9]. Диссертантом были получены зависимости для расчетов изменения массы M_i скрепера ДЗ-115 (дополнительно оснащенного ППС и рыхлительным оборудованием с системой подачи природного рассола), вместимости его ковша V_i , удельной металлоемкости скрепера M_i/V_i , его эксплуатационной производительности $\Pi_{iЭ}$ и себестоимости работ C_i в зависимости от коэффициента удлинения ковша l_i , равного отношению расчетной длины L_i ковша к эталонной длине $L_э$, считая от режущей кромки ножа до задней стенки (рисунок 4.11а). Решение численными методами с использованием полученных зависимостей с шагом приращения коэффициента удлинения ковша l_i равным 0,01 в интервале от 1,00 до 2,50 дало возможность выявить оптимальную длину ковша скрепера $l_{i\text{опт}}$, при которой себестоимость работ достигает минимального значения [200]. Результаты расчетов технико-экономических показателей представлены в графическом виде на рисунке 4.12. При технологической схеме с предварительным разупрочнением, рыхлением, выемкой и транспортировкой кимберлитов к перегрузочному пункту на расстояние 500 м выявлено, что максимальная производительность скрепера ДЗ-115 с комбинированным оборудованием будет получена при удлинении ковша в 2,19 раза.

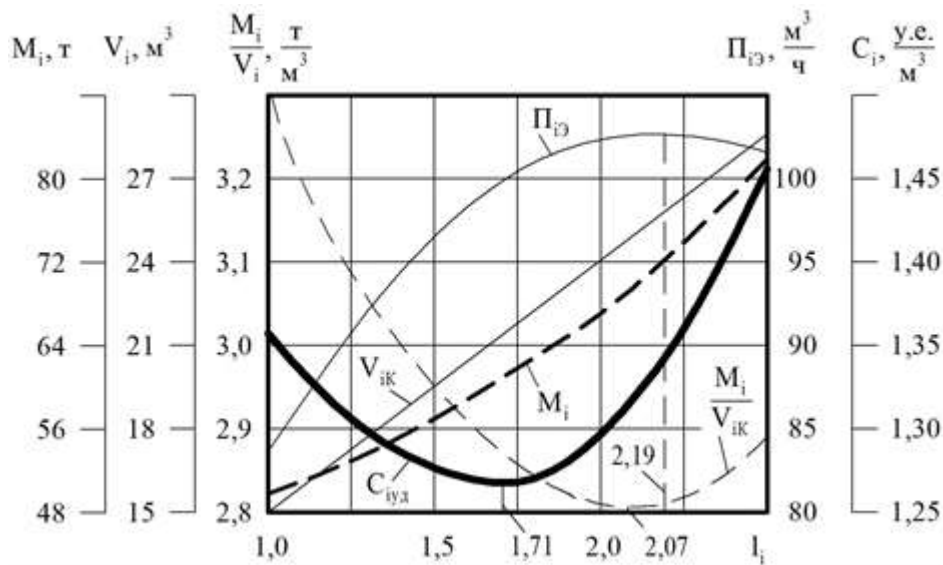


Рисунок 4.12 – Графики зависимости технико-экономических показателей скрепера ДЗ-115 с комбинированным оборудованием при дальности транспортировки рудной массы 500 м

Однако с учетом того, что минимальная удельная металлоемкость машины соответствует $l_i=2,07$, а также с учетом возрастающих капитальных и эксплуатационных затрат, минимальная себестоимость работ будет достигнута при $l_{\text{опт}}=1,71$, при таком удлинении вместимость ковша будет равна $21,4 \text{ м}^3$.

Таким образом, предлагаемое технико-технологическое решение выемки кимберлитовых руд с предварительным разупрочнением их природным рассолом обеспечит снижение энергоемкости выемки и повышение сохранности кристаллов.

4.3. Обоснование возможности повышения производительности комбайнов за счет обеспечения их безостановочной работы при обмене автосамосвалов

Карьерные комбайны обычно работают в комплекте с автосамосвалами, куда перегружают разрыхленную и извлеченную горную массу посредством системы конвейеров. Недостатком данной технологической схемы являются простои карьерного комбайна при замене автосамосвала под погрузкой, что существенно снижает производительность ведения работ [197]. Величина простоев карьерных комбайнов при ожидании за-

мены автосамосвалов под погрузкой, прежде всего, зависит от грузоподъемности автосамосвалов и производительности карьерного комбайна [50, 212, 248]. На основе данных, представленных в научно-технической литературе [47, 72, 78, 162, 170, 219, 322], с результатами промышленных испытаний карьерных комбайнов диссертантом проведен анализ затрат рабочего времени комбайнов при послойной разработке различных месторождений твердых полезных ископаемых, преимущественно строительных горных пород (таблица 4.3).

Таблица 4.3 – Анализ затрат рабочего времени карьерных комбайнов

Месторождение, страна (полезное ископаемое)	Карьерный комбайн	Техниче- ская про- изводи- тельность комбайна Пт, т/ч	Затраты времени, мин		Коэф- фициент ожидания K_0
			на фрезеро- вание и погрузку T_{ϕ}	на обмен самосва- лов T_0	
Добрянское, Украина (известняки)	Wirtgen 2200SM	378-550	1081	124	0,885
Вежаю- Ворыквинское, Россия (бокситы)	Man Takraf MTS-180	256-291	658	82	0,875
Дубовецкое, Украина (известняки)	Wirtgen 2200SM	226-461	471	59	0,875
Мелехово-Федотов- ское, Россия (долами- ты, известняки)	Wirtgen 2200SM	342-526	1779	251	0,859
Жеронское, Россия (каменный уголь)	Wirtgen 2200SM	333-454	514	81	0,842
Черногорское, Россия (известняки)	Wirtgen 2500SM	396-719	771	127	0,835
Сокольско- Систовское, Россия (известняки)	Wirtgen 2500SM	483-542	436	76	0,826
Восточно-Бейское, Россия (каменный уголь)	Wirtgen 2200SM	285-437	329	61	0,815
Джегутинское, Россия (известняки)	Wirtgen 2500SM	375-612	805	127	0,793
Alathiur, Индия (известняки)	Wirtgen 2500SM	-	228	53	0,768
Большевик, Россия (мел)	Wirtgen 2500SM	537-895	1015	274	0,730
Kivioli, Эстония (горючий сланец)	Wirtgen 2200SM	105-120	74	20	0,729

Коэффициент ожидания, учитывающий непроизводительные затраты времени карьерного комбайна при обмене автосамосвалов под погрузкой, определяется по формуле:

$$K_o = 1 - \frac{T_o}{T_\phi}, \quad (4.2)$$

где T_o – время простоев карьерного комбайна при обмене автосамосвалов, мин;

T_ϕ – затраты времени на фрезерование и погрузку, мин.

Расчеты показали, что коэффициент ожидания варьируется в широких пределах (от 0,729 до 0,885), при этом меньшие значения коэффициента характерны для легких условий работы комбайна – при фрезеровании горных пород невысокой прочности, когда карьерный комбайн развивает максимальную производительность. Таким образом, время простоев карьерного комбайна в ожидании замены автосамосвала составляет от 11 до 27 % времени фрезерования и погрузки [253]. Следовательно, имеется резерв для существенного повышения производительности карьерных комбайнов в случае исключения затрат времени на обмен автосамосвалов под погрузкой. Исключить простои карьерных комбайнов при обмене транспортных средств возможно за счет применения технологических схем с разгрузкой разрыхленной горной массы в штабель, либо с использованием самоходных перегружателей [197], однако это требует применения дополнительного горного оборудования, усложняет маневрирование техники на рабочей площадке и ведет к увеличению себестоимости производства работ.

Возможность безостановочной работы может обеспечить также технико-технологическое решение, заключающееся в оборудовании карьерного комбайна накопительным бункером, располагающимся между приемным транспортером и разгрузочным конвейером, и предназначенным для временного аккумуляирования горной массы при обмене автосамосвалов под погрузкой (рисунок 4.9).

Диссертантом обоснована методика расчета эксплуатационной производительности карьерного комбайна, выполняющего послойное фрезерование без остановок при обмене автосамосвалов под погрузку. Эксплуатационную производительность карьерного комбайна традиционной конструкции при его работе совместно с автосамосвалами можно определить по формуле [50]:

$$P_{\text{Э}} = P_T K_{\text{мо}} K_{\text{маш}} K_{\text{об}}, \quad (4.3)$$

где P_T – техническая производительность карьерного комбайна, т/ч;

$K_{\text{мо}}$ – коэффициент, учитывающий потери рабочего времени комбайна на маневрирование на рабочей площадке и остановки при обмене автосамосвалов под погрузку;

$K_{\text{маш}}$ – коэффициент, учитывающий опыт работы машиниста комбайна;

$K_{\text{об}}$ – коэффициент, учитывающий потери рабочего времени на техническое обслуживание, заправку карьерного комбайна и другие работы.

Величину коэффициента, учитывающего потери рабочего времени комбайна на маневрирование на рабочей площадке и остановки при обмене автосамосвалов под погрузку предлагается определять по зависимости:

$$K_{\text{мо}} = \frac{L_{\Pi}}{L_{\Pi} + (t_{\text{м}} + \Sigma t_{\text{о}}) V}, \quad (4.4)$$

где L_{Π} – длина полосы фрезерования комбайна, м;

$t_{\text{м}}$ – средняя продолжительность одного маневра комбайна при переходе на новую полосу фрезерования, мин;

$\Sigma t_{\text{о}}$ – суммарные потери времени комбайна при обмене автосамосвалов под погрузку в процессе фрезерования одной полосы, мин;

V – скорость движения комбайна при фрезеровании полосы, м/мин.

Суммарные затраты времени комбайна при обмене автосамосвалов под погрузку в процессе фрезерования одной полосы могут быть определены по формуле:

$$\Sigma t_{\text{о}} = \frac{BhL_{\Pi}\rho}{G}(t_{\text{о}} + t_{\text{к}}), \quad (4.5)$$

где B – ширина полосы фрезерования, м;

h – глубина фрезерования, м;

ρ – плотность фрезеруемой горной породы в целике, т/м³;

G – грузоподъемность автосамосвала, т;

t_o – время обмена одного автосамосвала под погрузкой, мин;

t_k – время, затрачиваемое на остановку и запуск конвейеров карьерного комбайна, мин.

Время на обмен одного автосамосвала под погрузкой зависит от его грузоподъемности и согласно данным работы [197] может быть определено по зависимости $t_o = 0,38G^{0,21}$.

Скорость движения комбайна (м/мин) при фрезеровании полосы определяется по зависимости:

$$V = \frac{\Pi_T}{60Bh\rho}. \quad (4.6)$$

Эксплуатационную производительность модернизированного карьерного комбайна, оборудованного промежуточным бункером, при его работе совместно с автосамосвалами можно определить по формуле:

$$\Pi_{\mathcal{E}}^M = \Pi_T K_M K_{\text{маш}} K_{\text{об}}, \quad (4.7)$$

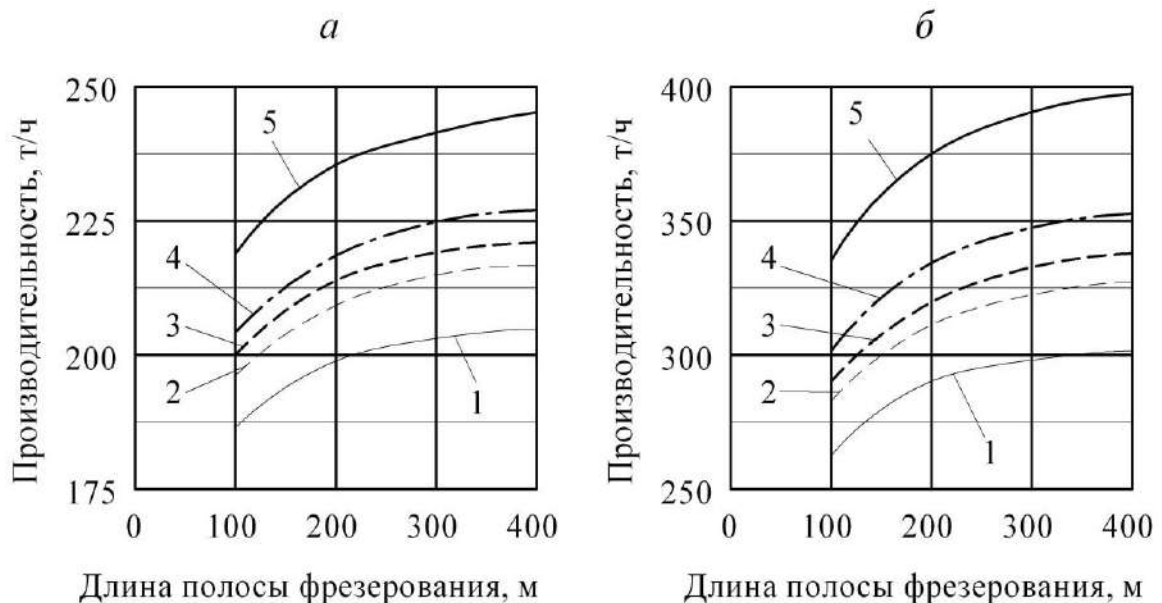
где K_M – коэффициент, учитывающий потери рабочего времени карьерного комбайна при маневрировании на рабочей площадке.

Величину коэффициента, учитывающего затраты рабочего времени комбайна на маневрирование на рабочей площадке предлагается определять по зависимости [253]:

$$K_M = \frac{L_{\Pi}}{L_{\Pi} + t_M V}. \quad (4.8)$$

По приведенным выше формулам проведены расчеты эксплуатационной производительности для карьерного комбайна традиционной конструкции и модернизированного комбайна, оборудованного промежуточным бункером, работающих совместно с автосамосвалами. При расчетах приняты следующие параметры: ширина полосы фрезерования $B = 2,5 \text{ м}$; глубина фрезерования $h = 0,25 \text{ м}$; плотность известняка $\rho = 2,5 \text{ т/м}^3$; коэффициент, учитывающий опыт работы машиниста комбайна $K_{\text{маш}} = 1$; коэффициент, учитывающий затраты рабочего времени на техническое обслуживание, заправку карьерного комбайна и другие работы, а также на личные надобности машиниста

$K_{об} = 0,85$; время на маневры комбайна при переходе на новую полосу фрезерования $t_m = 5$ мин [50, 261]. Переменными величинами в расчетах являются техническая производительность: для сложных условий работы $\Pi_T = 300$ т/ч; для рядовых условий – $\Pi_T = 500$ т/ч; длина полосы фрезерования L_{II} комбайна варьируется пошагово и принята равной 100, 200, 300 и 400 м; грузоподъемность автосамосвалов G , загружаемых карьерными комбайнами, также варьирует и составляет 20, 30, 40 и 60 тонн. Результаты расчетов представлены в графическом виде (рисунок 4.13). С увеличением длины полосы фрезерования эксплуатационная производительность карьерных комбайнов обеих конструкций возрастает, это связано с тем, что относительные затраты времени на маневрирование комбайнов при переходе на отработку новой полосы снижаются. Так при рядовых условиях работы комбайн традиционной конструкции в комплекте с автосамосвалами грузоподъемностью 40 т, при длине полосы фрезерования 100 м имеет эксплуатационную производительность 291,5 т/ч, а при длине полосы фрезерования 400 м – 337,9 т/ч.



а – сложные условия работы; б – рядовые условия работы; 1, 2, 3, 4 – карьерный комбайн традиционной конструкции, работающий с остановкой для обмена автосамосвалов грузоподъемностью соответственно 20, 30, 40 и 60 т; 5 – модернизированный карьерный комбайн, работающий без остановок при замене автосамосвалов

Рисунок 4.13 – Зависимости эксплуатационной производительности карьерных комбайнов от длины полосы фрезерования

При увеличении грузоподъемности автосамосвалов эксплуатационная производительность карьерного комбайна традиционной конструкции возрастает в связи с тем, что уменьшается количество его остановок при замене автосамосвалов под погрузкой. Так при рядовых условиях работы комбайн традиционной конструкции при длине полосы фрезерования 400 м в комплекте с автосамосвалами грузоподъемностью 20 т, имеет эксплуатационную производительность 302,6 т/ч, а при грузоподъемности автосамосвалов 60 т – 352,3 т/ч.

Эксплуатационная производительность модернизированного карьерного комбайна не зависит от грузоподъемности загружаемых автосамосвалов и существенно выше, чем у комбайна традиционной конструкции, поскольку работа ведется без остановок на замену транспортных средств. Так при рядовых условиях работы, длине полосы фрезерования 400 м и работе совместно с автосамосвалами грузоподъемностью 40 т карьерный комбайн традиционной конструкции имеет эксплуатационную производительность 337,9 т/ч, а модернизированный карьерный комбайн – 398,2 т/ч.

Потребная вместимость накопительного бункера модернизированного комбайна может быть определена по формуле:

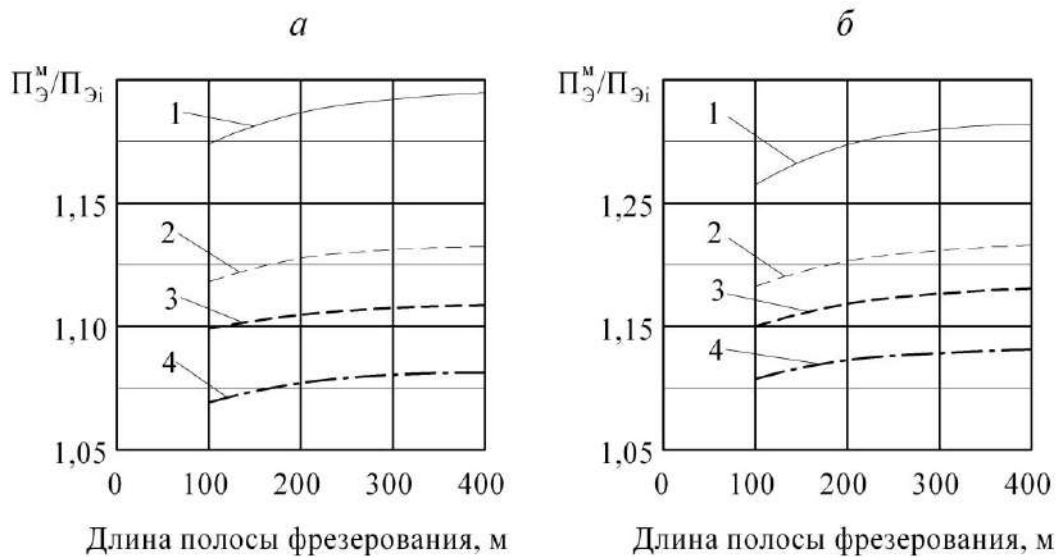
$$V_B = \frac{P_T k_3 (t_o + t_k)}{60 \rho_p}, \quad (4.9)$$

где $k_3 = 1,1$ - коэффициент запаса,

ρ_p - плотность разрыхленной горной массы, т/м³.

При технической производительности комбайна 300 т/ч, времени обмена автосамосвалов 0,8-0,9 мин и плотности разрыхленной горной массы 1,9-2,0 т/м³ потребная вместимость накопительного бункера составляет порядка 2,5 м³, а для производительности 500 т/ч – около 4 м³.

На рисунке 4.14 представлены зависимости отношения эксплуатационной производительности модернизированного карьерного комбайна к эксплуатационной производительности карьерного комбайна традиционной конструкции, работающего с автосамосвалами различной грузоподъемности при разной длине полосы фрезерования для рядовых и сложных условий работы.



а – сложные условия работы; б – рядовые условия работы; 1, 2, 3, 4 – при работе с автосамосвалами грузоподъемностью соответственно 20, 30, 40 и 60 т

Рисунок 4.14 – Зависимости отношения эксплуатационной производительности модернизированного карьерного комбайна $P_{Э}^M$ и эксплуатационных производительностей $P_{Эi}$ карьерного комбайна традиционной конструкции

Наибольший эффект от применения модернизированного карьерного комбайна достигается при работе в рядовых условиях в комплекте с автосамосвалами небольшой грузоподъемности и длине полосы фрезерования 200...400 м. Согласно литературным источникам [47, 72, 162], при разработке месторождений известняков в России и странах СНГ в основном используются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью 27-45 т. Расчеты показывают, что при работе модернизированного карьерного комбайна в комплекте с автосамосвалами грузоподъемностью 40 т за счет исключения простоев при замене автосамосвалов ожидаемое повышение производительности составляет 15-18 % для рядовых условий работы и 10-11 % для сложных условий. При работе с автосамосвалами грузоподъемностью 30 т повышение производительности составляет 18-22 % для рядовых условий работы и 12-13 % для сложных условий, а для самосвалов грузоподъемностью 27 т производительность увеличится на 21-25 % и на 14-15 % соответственно. В случае работы модернизированного комбайна с автосамосвалами грузоподъемностью 20 т эксплуатационная производительность повышается еще больше, однако такие транспортные средства используются на карьерах достаточно редко.

При разработке сложноструктурных пластов содержащих пропластки или прослой, сложенные породами с прочностью на сжатие до 20-30 МПа (легкие условия работы), при рыхлении которых комбайн развивает производительность близкую к номинальной, вместимости накопительного бункера (2,5-4,0 м³) будет недостаточно для обеспечения безостановочной выемки, установка же более крупного бункера невозможна из-за массогабаритных параметров комбайна. В этом случае может быть рекомендована схема, предполагающая продолжение послойного фрезерования при замене автосамосвала под погрузкой до заполнения накопительного бункера с последующей остановкой выемки, что сократит величину простоев карьерного комбайна.

Выводы по главе 4

1. Проведен анализ особенностей строения сложноструктурных пластов с позиций обоснования схем их последующей безвзрывной разработки, на основе которого выявлена высокая вариативность по прочностным и качественным параметрам, требующая качественной селективной выемки с локальной предварительной подготовкой относительно прочных включений к выемке.

2. По результатам анализа опыта применения машин послойного фрезерования при безвзрывной разработке сложноструктурных залежей получены зависимости технической производительности от прочности горных пород на сжатие для наиболее часто используемых при ведении горных работ карьерных комбайнов.

3. Обоснованы адаптивные технологии разработки сложноструктурных залежей, сложенных породами, существенно различающимися по прочности, с применением усовершенствованных машин послойного фрезерования, оснащенных дополнительным оборудованием для разупрочнения относительно прочных включений посредством нарезания щелей и заливки в них раствора поверхностно активных веществ. Снижение прочности пород после пропитки раствором поверхностно активных веществ на 30-40 % позволит увеличить производительность послойного рыхления в 1,5-1,7 раз.

4. Установлено, что обработка кимберлитовых руд неактивированными природными рассолами обеспечивает снижение прочности на одноосное сжатие на 30-35 %, а обработка природными рассолами активированными электровоздействием - на 45-55 %, в результате чего при разрушении образцов руд выход фракции -5 мм увеличился с

5...7 % до 35...39 %, а выход фракции -50+5 мм уменьшился с 70...80 % до 30...35 %, что подтверждает демпфирующее действие природных рассолов на минеральный комплекс кимберлитов, обеспечивающее повышение сохранности кристаллов крупных алмазов.

5. Обоснованы параметры усовершенствованного самоходного колесного скрепера ДЗ-115, оборудованного удлиненным ковшом с интенсификатором загрузки в виде промежуточной подгребающей стенки и рыхлителем с форсунками, подающими природный рассол, применяемого при открытой комбинированной разработке месторождений кимберлитов. Решение целевой функции применительно к конкретным условиям позволило выявить, что оптимальная величина удлинения ковша усовершенствованного скрепера составит 1,71 раза.

6. Обосновано технико-технологическое решение по повышению эксплуатационной производительности карьерного комбайна за счет обеспечения его безостановочной работы при обмене автосамосвалов под погрузкой. Установка накопительного бункера между приемным транспортером и разгрузочным конвейером комбайна позволит увеличить производительность выемки на 10-25 % в зависимости от условий работы и вместимости транспортных средств.

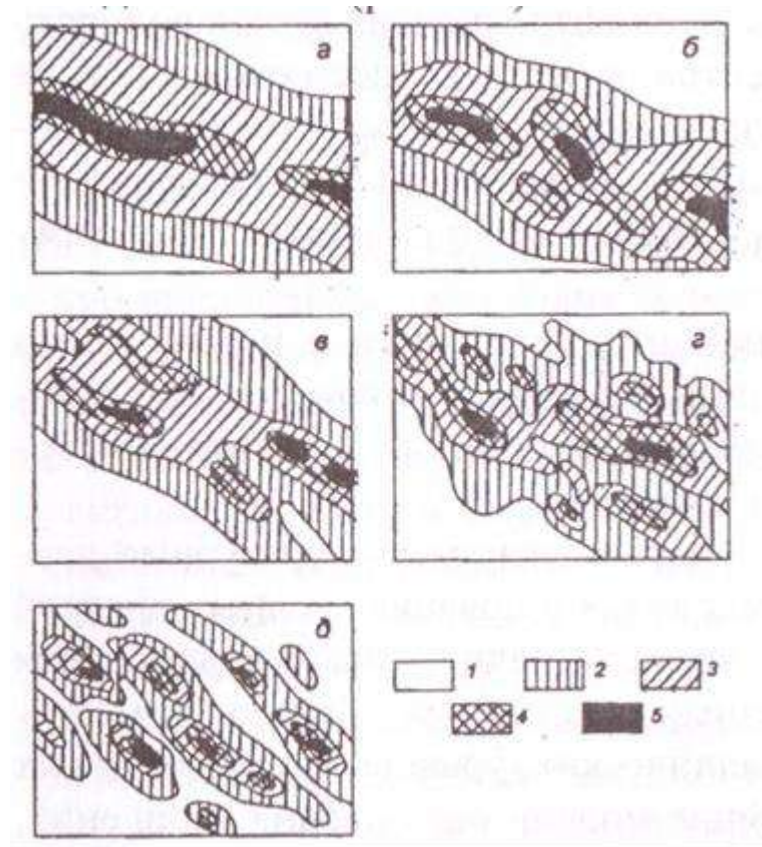
5 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРЕДЛАГАЕМЫХ ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОСВОЕНИЯ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Россыпные месторождения многих высокоценных и стратегически важных полезных ископаемых (золото, платина, алмазы, олово, титан, редкие металлы и др.) благодаря относительной небольшой стоимости освоения (по сравнению с рудными объектами) в связи со сравнительно неглубоким залеганием продуктивных пластов, дезинтегрированному состоянию извлекаемых из недр пород и простоте процессов обогащения песков являются весьма востребованными горнодобывающей промышленностью [25, 97, 100, 315, 323]. Так на крупном золотодобывающем предприятии АО «Прииск Соловьевский», где в 2023 году из россыпных и коренных месторождений было добыто более 5 тонн золота, на россыпи пришлось 52 % добытого металла и 60 % полученной прибыли [11]. Возможность быстрого вовлечения россыпных месторождений в эксплуатацию и получения промышленного продукта, с небольшими сроками окупаемости вложенных средств, предопределяет их опережающее освоение. Согласно данным [97], доля россыпей в мировой структуре запасов и добычи составляет: для титана 33 и 70 % соответственно, для ниобия – 20 и 68 %, для золота – 10,2 и 19,9 %, для тантала – 4 и 15 %. На Дальнем Востоке России наиболее широко отрабатываются россыпные месторождения золота.

5.1 Анализ строения россыпей в аспекте и взаимосвязи с потерями полезных компонентов при обогащении

В большинстве случаев россыпи имеют сложную структуру с неравномерным распределением полезного компонента (золото, алмазы и др.), когда слагающие ее элементы-скопления полезного компонента (гнездо, струя, лента, карман и т.п.) отделены друг от друга обедненными или пустыми промежутками [24, 111, 117]. Особенности распределения золота в россыпных месторождениях рассматривались С.А. Батугиным, Ю.А. Билибиным, С.А. Ермаковым, В.И. Куторгиным, Н.А. Шиловым, И.Б. Флеровым и многими другими исследователями, эта неравномерность нашла свое отражение в клас-

сификации, согласно которой, в терминологии авторов, россыпи подразделяются на весьма постоянные (а), постоянные (б), среднего постоянства (в), непостоянные (г) и гнездовые (д) (рисунок 5.1).



1-5 – уровни концентрации полезного компонента в порядке возрастания

Рисунок 5.1 – Распределение металла в россыпях согласно [24]

Каждая россыпь характеризуется свойственной ей структурой, это определяет особенности способов опробования при ведении разведки, а также обуславливает необходимость выделения двух подтипов аллювиальных россыпей, которые названы россыпями насыщения и россыпями рассеяния [235]. Россыпям насыщения присущи ленточная, линзовидная, изометричная морфология, при неравномерном распределении золота на долю обогащенных включений приходится 25-40 % площади и 65-80 % запасов золота, при этом обедненная часть также содержит существенное количество золота. В большинстве старых золотоносных районов подобные россыпи в основном отработаны. Россыпи рассеяния имеют структуру с ярко выраженным гнездовым характером, при этом скопления золота разделены пустыми интервалами, а средние содержания полезного компонента в гнездах в десятки раз превышают «фоновое» содержание.

Длительная практика разработки россыпей дает множество примеров их ярко выраженного зонального строения, в большинстве случаев сгущение разведочной сети увеличивает количество выявленных гнезд при одновременном уменьшении их площади. В исследовании [80] выявлено, что на некоторых россыпях имеется концентрация самородков в линзовидных скоплениях, вытянутых по простиранию россыпных тел, размеры линз варьируют от 3х1 м до 30х4 м, данные скопления отделены друг от друга промежутками пониженной продуктивности. Неравномерность содержания полезных компонентов в россыпях прослеживается не только в плане, но и в разрезе, на рисунке 5.2 представлено распределение золота по геологическому разрезу россыпи долины р. Большой Куранах (Якутия).

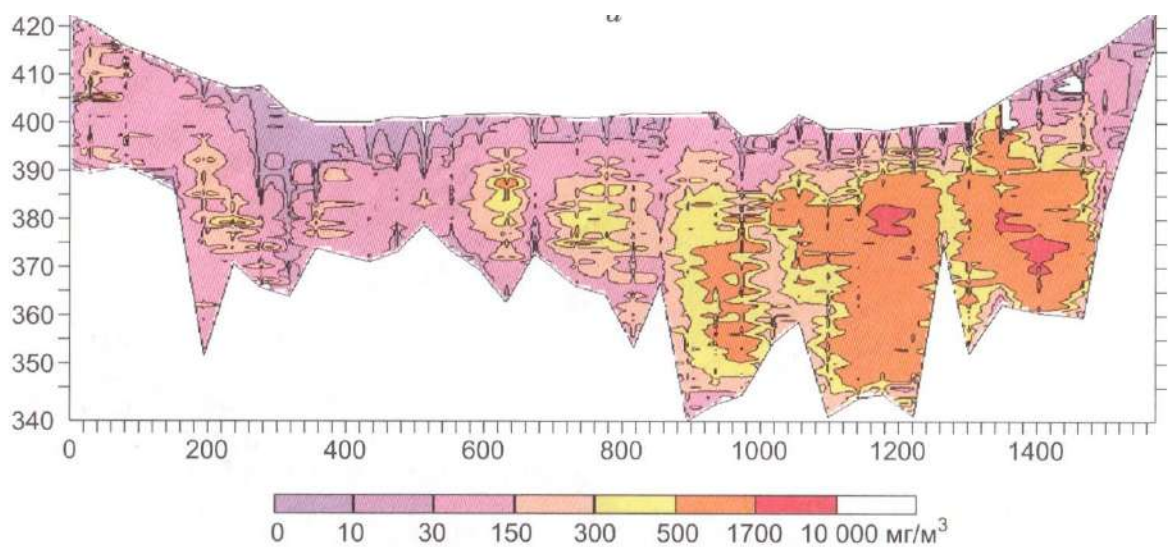


Рисунок 5.2 – Распределение золота по геологическому разрезу [58]

Исследование структурной неоднородности запасов одного из участков месторождения р. Большой Куранах показали, что в песках с повышенным содержанием золота составляющих по объему 2,8 % приходится 18,2 % металла [58].

Если средние содержания золота в песках россыпей на дальневосточных месторождениях в 1930-х годах составляли 12...30 г/м³, в 1940-х годах – 5...10 г/м³, в 1950-х – 3...5 г/м³ [283], то в настоящее время содержания золота в балансовых запасах действующих россыпных предприятий в среднем находятся в пределах 0,2...0,7 г/м³, при этом средняя выработка на одного старателя за сезон составляет 1-2 кг при массовом использовании мощного горного и обогатительного оборудования. В связи с чем, все больший

интерес для недропользователей начинают представлять глубокозалегающие россыпи, которые также имеют сложное строение (рисунок 5.3).

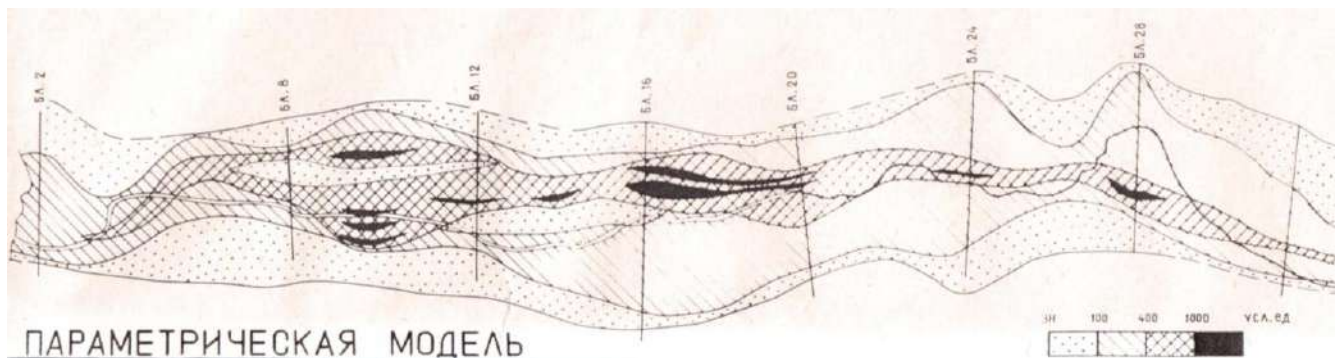
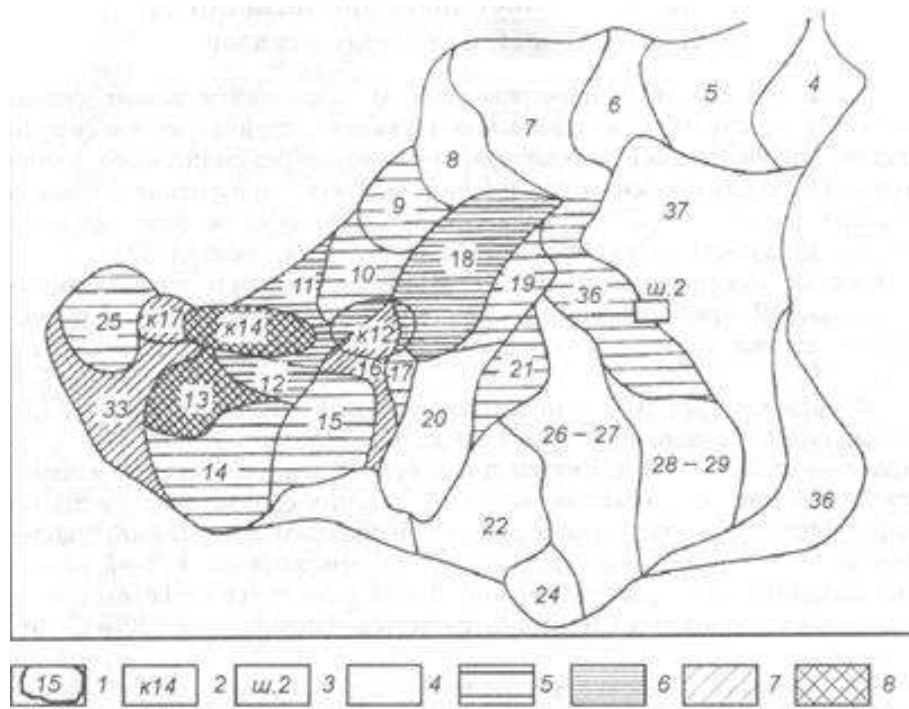


Рисунок 5.3 – План глубокозалегающей россыпи Курун-Урях (Хабаровский край) с изолиниями содержания золота [210]

Россыпные месторождения алмазов также имеют высокую вариативность распределения кристаллов, согласно [116] по содержанию алмазов пески подразделяются на пять групп: 1 – с весьма высоким содержанием (более 3 карат/м³); 2 – с высоким содержанием (1-3 карат/м³); 3 – со средним содержанием (0,3-1 карат/м³); 4 – с низким содержанием (0,1-0,3 карат/м³); 5 – с весьма низким содержанием (менее 0,1 карат/м³). Также важное значение имеют такие факторы как доминирующие классы крупности алмазов и выход (доля) ювелирных кристаллов. На рисунке 5.4 приведен план распределения алмазов в пределах площади карьера на одной из россыпей согласно данным [209]. В зависимости от преобладания той или иной формы скопления алмазов выделяются четыре типа по морфолого-структурной форме распределения полезного компонента: струйчатый тип – алмазы концентрируются преимущественно в крупных по длине, широких и средних струях, доля линз и гнезд незначительная; линзовидно-струйчатый тип – алмазы концентрируются преимущественно в струях при подчиненной, но значительной доле линз и незначительной – гнезд; линзовидный тип – алмазы концентрируются преимущественно в линзах разной ширины при подчиненной, но значительной доле коротких узких струй и присутствии гнезд; гнездово-линзовидный тип – алмазы концентрируются преимущественно в линзах при подчиненной, но значительной доле гнезд и незначительной – коротких узких струй [116].



1 – экскаваторные пробы и их номера; 2 – поисковые канавы; 3 – шурфы; 4-8 удельное распределение, у.е. (4 – менее 3; 5 – 3-15; 6 – 15-30; 7 – 30-45; 8 – более 45 у.е.)

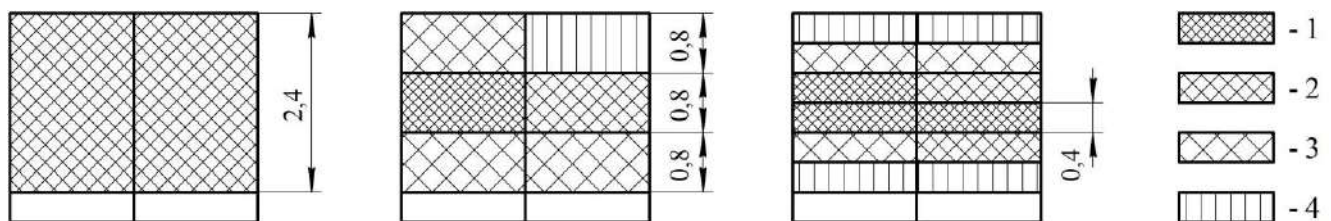
Рисунок 5.4 – Удельное распределение алмазов на 1 м² площади в одной из россыпей [209]

Диссертантом проведена обработка данных детальной геологической разведки ранее отработанного месторождения россыпного золота руч. Большой Ельник, которое имеет сложную структуру и включает участки «Верхний» и «Нижний». Среднее содержание в интервалах опробования на участке «Верхний» составляет 1,25 г/м³, на участке «Нижний» - 0,85 г/м³. Продуктивный пласт довольно невыдержанный, его мощность изменяется от 0,4 до 3,6 м, при средней мощности 1,6 м. Ширина продуктивного пласта изменяется в пределах от 17 до 85 м. Колебания средних содержаний по ширине россыпи существенные от 0,4 до 9,1 г/м³, вдоль россыпи изменение содержаний менее значительно – от 0,5 до 2,1 г/м³. В процессе исследований был выявлен характер распределения металла в песках продуктивного пласта (таблица 5.1), а также выполнены разрезы по линиям скважин с учетом изменения величины интервалов опробования (рисунки 5.5-5.6).

Таблица 5.1 – Распределение металла месторождения россыпного золота руч. Большой Ельник

Поинтер- вальное содержание металла, г/м ³	Участок «Верхний»			Участок «Нижний»		
	Интервалы опробования		Поинтер- вальное распределение металла, %	Интервалы опробования		Поинтер- вальное рас- пределение металла, %
	Кол.	Долевая часть, %		Кол.	Долевая часть, %	
Более 12	1	1,0	9,8	-	-	-
4-12	4	3,9	20,0	1	2,0	10,4
1-4	25	24,5	42,4	13	25,5	55,1
0,3-1	46	45,1	23,4	24	47,1	29,4
Менее 0,3	26	25,5	4,6	13	25,5	5,1
Итого	102	100,0	100,0	51	100,0	100,0

Подобно рудным месторождениям, содержание полезного компонента в песках россыпей значительно варьирует. Так на участке «Верхний» в 4,9 % интервалов опробования, приходящихся на богатые пески с содержанием золота более 4 г/м³, находится 29,8 % металла, а в 29,4 % песков с содержанием золота более 1 г/м³, сконцентрировано 72,2 % металла.

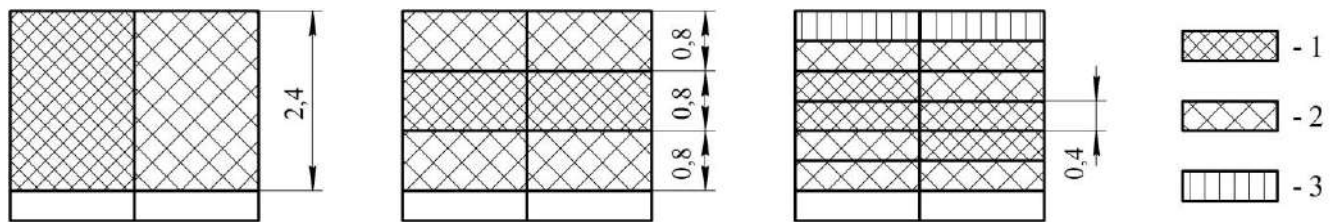


Содержания золота в песках, г/м³: 1 – более 5; 2 – 2-5; 3 – 0,5-1; 4 – менее 0,5

Рисунок 5.5 – Разрез продуктивного пласта россыпи руч. Большой Ельник (участок «Верхний») по линии скважин при интервалах опробования 2,4; 0,8; 0,4 м

Если для рудных месторождений кроме содержания полезного компонента важной технологической значение имеет минеральный состав руд, то для россыпей аналогичными по значимости параметрами являются крупность и морфология золотин. Результаты ситового анализа золотин по линиям скважин показали, что золотины класса крупности +2 мм преимущественно приурочены к более богатым по содержанию металла зонам, в тоже время в бедных зонах класс крупности +2 мм практически отсутствует. При среднем содержании по россыпи золотин класса +2 мм в количестве 4,9 % по массе

в относительно «богатых» зонах содержится в среднем 6,2 %, в отдельных случаях доходя до 10,5 % (рисунок 5.6).

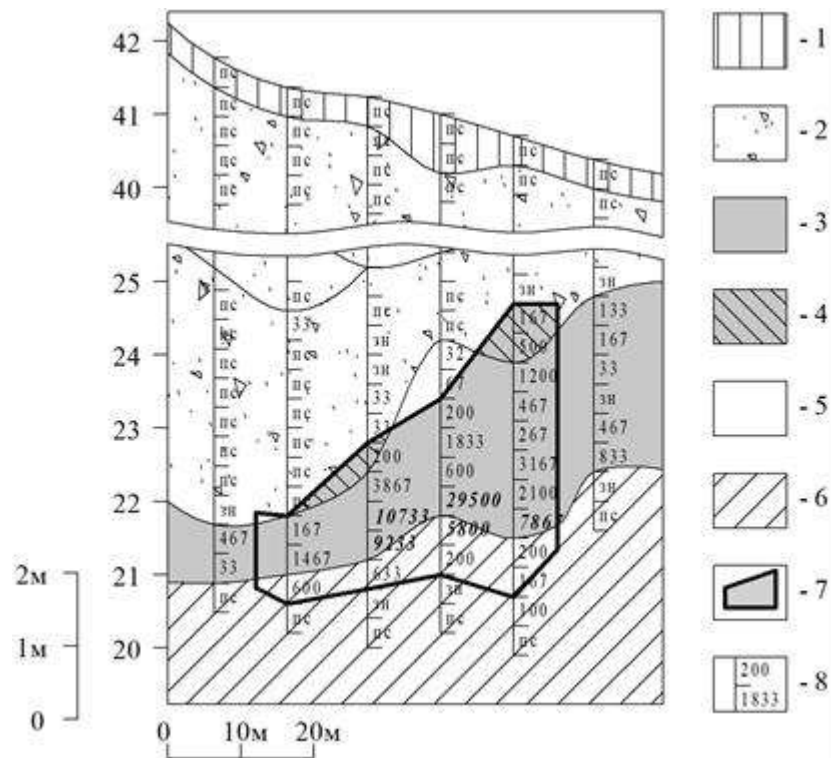


Содержания золотин класса крупности +2 мм: 1 - более 7 %; 2 – 3-7 %; 3 – менее 3 %

Рисунок 5.6 – Разрез продуктивного пласта россыпи руч. Большой Ельник по линии скважин при интервалах опробования 2,4; 0,8; 0,4 м

Необходимо отметить, что при ведении детальной геологической разведки месторождения руч. Большой Ельник были выявлены включения с содержаниями золота десятки граммов на м³ (рисунок 5.7). Очевидно, что пески с такими аномально высокими содержаниями золота целесообразно селективно извлекать и перерабатывать с применением многостадийных технологий обогащения, обеспечивающих максимальное извлечение металла.

Для россыпей характерна изменчивость не только содержаниями золота, но и форм его нахождения, что критически влияет на показатели обогащения песков. При обогащении песков россыпей неизбежны потери металла, величина которых зависит от свойств золота и песков, конструкции обогатительного оборудования, технологии работ и других факторов. На промывочных приборах потери происходят с двумя отвальными продуктами – эфелями и галей. Проведено значительное количество исследований по определению величины потерь золота на различных типах обогатительного оборудования. Так в АО «Иргиредмет» на основе многочисленных опытных данных были построены графики зависимости извлечения золота различной крупности [64] представленные на рисунке 5.8.

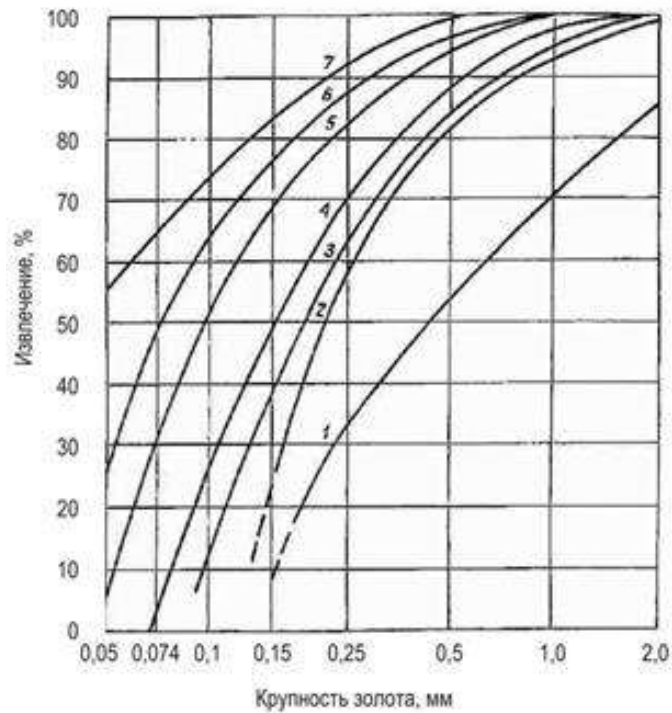


1 – почвенно-растительный слой; 2 – торфа; 3 – пласт песков; 4 – золотосодержащие участки торфов; 5 – непродуктивные участки песков; 6 – плотик; 7 – промышленный контур участка россыпи; 8 – содержания золота по интервалам опробования, мг/м³

Рисунок 5.7 – Разрез продуктивного пласта россыпи руч. Большой Ельник (участок «Верхний») по линии скважин при интервале опробования 0,4 м

В Восточном научно-исследовательском институте золота и редких металлов (ВНИИ-1) в ходе исследований работы приборов производства Магаданского механического завода накоплены уникальные данные по определению величины потерь при опробовании отвальных продуктов. На основе этих данных ВНИИ-1 разработаны нормативы технологических потерь при промывке золотосодержащих песков [70] представленные в таблице 5.2.

Из нормативных данных [70] по извлечению золота видно, что наибольшее извлечение при промывке характерно для классов крупности -10+5 мм, -5+2 мм и -2+1 мм, при этом надо отметить, что в настоящее время самородное золото крупностью более 5 мм встречается достаточно редко. С уменьшением крупности золотин потери металла при промывке существенно возрастают, так для наиболее распространенных промывочных установок типа ПГШ потери золота класса крупности -2+1 мм составляют 3,6 %, класса крупности -1+0,5 мм – 9,5 %; -0,5+0,2 мм – 30 %; менее 0,2 мм – 70 %.



1 — шлюзами глубокого наполнения длиной 6 м; 2 — шлюзами глубокого наполнения длиной 27 м (промприбор ПГШ); 3 — шлюзами мелкого наполнения длиной 9 м (промприбор ПКС и ПГБ); 4 — дражными шлюзами мелкого наполнения длиной 9 м; 5 — отсадочными машинами длиной 2 м; 6 — отсадочными машинами длиной 3 м; 7 — развитой (многостадийной) технологией обогащения

Рисунок 5.8 – Извлечение золота различной крупности при обогащении песков россыпных месторождений [64]

Таблица 5.2 – Нормативные коэффициенты извлечения золота на промывочных установках по классам крупности [70]

Класс крупности, мм	Промывочные установки					
	Гидроэлеваторные		Скрубберные*	Бочечно-шлюзовые	Вашгердно-шлюзовые	На базе гидромех. грохота ГГМ-3
ПГШ	ПГБ					
-50+30	0,950	0,950	0,400	-	0,950	0,800
-30+20	0,980	0,980	0,800	0,700	0,980	0,950
-20+10	0,991	0,991	0,970	0,970	0,985	0,991
-10+5	0,995	0,996	0,997	0,995	0,980	0,995
-5+2	0,994	0,996	0,997	0,995	0,960	0,997
-2+1	0,964	0,989	0,986	0,980	0,955	0,996
-1+0,5	0,905	0,967	0,954	0,931	0,807	0,986
-0,5+0,2	0,700	0,855	0,855	0,800	0,407	0,637
-0,2	0,350	0,500	0,603	0,500	0,189	0,197

* скрубберные без самородкоуловителя

Диссертантом проведено обобщение результатов ситового анализа 75 россыпных месторождений или их отдельных участков разрабатывавшихся в период с 1990 по 2025 годы в Дальневосточном регионе: с 1990 по 2006 годы – 37 объектов; с 2007 по 2025 годы – 38 объектов. Из сравнения результатов по двум периодам видно, что доля россыпей с содержанием мелкого золота $-0,25$ мм менее 3 % сократилась с 29,7 до 7,9 %, а доля россыпей с содержанием мелкого золота в интервале 3-10 % увеличилась с 37,8 до 52,6 % (таблица 5.3).

Таблица 5.3 – Количество россыпей с долей класса крупности $-0,25$ мм

Годы освоения	Количество россыпей			
	Доля класса крупности $-0,25$ мм, %			
	Более 30	10-30	3-10	Менее 3
1990-2006	6	6	14	11
2007-2025	7	8	20	3

Таким образом, удельный вес мелкого золота в запасах оставшихся россыпями существенно увеличился. Также необходимо отметить, что содержание класса крупности золотин $+0,5-0,25$ мм в россыпях, обрабатывавшихся в период с 2007 по 2025 годы, составляет в среднем 27-38 %, в отдельных случаях превышая 50 % [257]. Большая доля мелкого золота в песках россыпей предопределяет высокие технологические потери при их традиционных методах переработки. При этом доля россыпей с содержанием крупного золота $+2$ мм более 25 % сократилась с 16,2 до 2,6 %, а доля россыпей, в которых крупное золото отсутствует, увеличилась с 27,0 до 36,8 %.

Наряду с крупностью золота существенным фактором, влияющим на величину потерь металла при промывке, является уплощенность золотин [74]. Масса зернистых золотин превышает массу пластинчатых золотин (включая чешуйчатые) аналогичного размера в 4-10 раз, в связи с чем величина потерь золота будет существенно отличаться, поскольку зернистое золото, даже мелкое, удовлетворительно извлекается шлюзами, а чешуйчатое (весьма уплощенное) золото шлюзы улавливают неудовлетворительно. Повысить извлечение чешуйчатого золота возможно за счет применения отсадочных машин, однако в связи с более высокой стоимостью данного оборудования, применять его целесообразно при наличии в промываемых песках значительной доли чешуйчатого золота. Также при выборе промывочного прибора, с целью обеспечения номинальных показателей его работы, необходимо учитывать гранулометрический состав песков россы-

пей, для исключения перегрузки шлюзов и повышения потерь металла [74]. Важное влияние на величину извлечения металла при промывке оказывают дезинтегрируемость песков, пробность золотин, наличие на золотилах оксидно-железистых и оксидно-марганцевых пленок.

В связи с вышеперечисленным даже при значительном общем содержании золота в продуктивном пласте песков его извлечение может существенно варьировать вплоть до падения до 40 %, в связи с чем отработка части песков продуктивного пласта традиционным способом может оказаться нерентабельной. Поэтому необходимо выделять обедненные полезным компонентом участки продуктивного пласта, при отработке которых целесообразно использовать технологии выщелачивания.

5.2 Анализ технических средств и технологий, применяемых при разработке россыпных месторождений золота Дальневосточного региона, с позиций возможности повышения их эффективности

Несмотря на увеличение доли рудного золота в общем объеме добычи, россыпные месторождения продолжают оставаться перспективными объектами для освоения [7, 54, 58, 192]. Относительно невысокие капитальные вложения в организацию россыпной золотодобычи позволяют работать в этой сфере значительному количеству организаций, так по данным за 2021 год в России из 658 золотодобывающих предприятий 570 полностью или частично связаны с россыпями, при этом 422 из них являются небольшими артелями и компаниями с годовым объемом добычи до 100 кг [109]. В России большая часть россыпных месторождений золота разрабатывается открытым способом, основное количество россыпей сосредоточено в Магаданской, Амурской и Иркутской областях, Якутии и Бурятии, Хабаровском и Забайкальском краях. В связи с активной отработкой россыпей качество минерально-сырьевой базы россыпного золота неуклонно снижается. Несмотря на снижение содержания золота в песках, вовлекаемых в отработку месторождений, количество добываемого россыпного золота продолжает увеличиваться, если в 2018 году в РФ из россыпей было получено 75,56 т, то в 2021 году – 82,84 т, т.е. рост составил 9,6 % [22, 23]. Сохранение и увеличение добычи металла достигается, прежде всего, за счет ускоренного возрастания объемов перерабатываемой минеральной массы

с применением все более мощного и высокопроизводительного горного оборудования [176]. Так если в период с 1970 по 1990 годы на разработке россыпей широко применялись средние бульдозеры мощностью 79-132 кВт, реже тяжелые бульдозеры мощностью 220-300 кВт, то с конца прошлого века и по настоящее время широко используются тяжелые, а также сверхтяжелые машины мощностью 300-600 кВт и более [54, 245].

Диссертантом был проведен анализ горного оборудования, применяемого при разработке россыпных месторождений благородных металлов (золото и платина) в Хабаровском и Приморском краях, Амурской области и Еврейской автономной области (ЕАО) [176, 244, 260]. Всего в четырех регионах было рассмотрено 55 предприятий разрабатывающих 127 месторождений (таблица 5.4).

Таблица 5.4 – Количество предприятий (N_{Π}) и количество разрабатываемых россыпных месторождений благородных металлов (N_M) по регионам

Амурская область		Хабаровский край		Приморский край		ЕАО	
N_{Π}	N_M	N_{Π}	N_M	N_{Π}	N_M	N_{Π}	N_M
35	97	14	24	4	4	2	2

Предприятия, ведущие разработку месторождений открытым способом, имеют на своем балансе бульдозеры, экскаваторы, погрузчики, автосамосвалы, драги, промывочные приборы и другое оборудование. Выемка торфов и песков при разработке россыпных месторождений преимущественно ведется с применением бульдозеров. Общий парк бульдозеров, рассматриваемых предприятий составляет 849 единиц, и включает в себя машины среднего, тяжелого и сверхтяжелого классов (таблица 5.5).

Отечественные производители представлены 525 машинами, в том числе 270 машин производства ОАО «Промтрактор» (Чебоксарский тракторный завод - «ЧЕТРА») и 255 машин производства Челябинского тракторного завода. Продукция ОАО «Промтрактор» в основном представлена машинами тяжелого и сверхтяжелого классов (бульдозеры на базе тракторов Т-15, Т-20, Т-25, Т-35), а также бульдозерами среднего класса на базе трактора Т-11. Продукция Челябинского тракторного завода практически в полном объеме представлена средними бульдозерами на базе тракторов Т-130 и Т-170.

Таблица 5.5 – Номенклатура бульдозеров, применяемых при разработке месторождений драгоценных металлов

Фирмы-производители бульдозеров	Общее количество бульдозеров, ед	Количество бульдозеров (ед) по классам, в зависимости от мощности двигателя N базовой машины, кВт		
		Средние $80 < N \leq 150$	Тяжелые $150 < N \leq 300$	Сверх тяжелые $N > 300$
Амурская область				
ОАО «Промтрактор»	222	56	71	95
ЧТЗ-Уралтрак	126	125	1	-
Всего (отечественные производители)	348	181	72	95
Komatsu	95	4	11	80
Shantui	45	19	26	-
Caterpillar	24	1	6	17
Прочие	9	2	4	3
Всего (зарубежные производители)	173	26	47	100
Итого бульдозеров	521	207	119	195
Хабаровский край				
ЧТЗ-Уралтрак	118	113	5	-
ОАО «Промтрактор»	47	9	21	17
Всего (отечественные производители)	165	122	26	17
Komatsu	98	12	9	77
Shantui	24	11	13	-
Прочие	14	3	5	6
Всего (зарубежные производители)	136	26	27	83
Итого бульдозеров	301	148	53	100
Приморский край и ЕАО				
ЧТЗ-Уралтрак	11	11	-	-
ОАО «Промтрактор»	1	-	1	-
Всего (отечественные производители)	12	11	1	-
Komatsu	8	6	-	2
Shantui	5	3	2	-
Прочие	2	-	1	1
Всего (зарубежные производители)	15	9	3	3
Итого бульдозеров	27	20	4	3
Суммарные показатели (по всем указанным выше регионам)				
ОАО «Промтрактор»	270	65	93	112
ЧТЗ-Уралтрак	255	249	6	-
Всего (отечественные производители)	525	314	99	112
Komatsu	201	22	20	159
Shantui	74	33	41	-
Caterpillar	34	4	6	24
Прочие	15	2	10	3
Всего (зарубежные производители)	324	61	77	186
Итого бульдозеров	849	375	176	298

Из иностранной техники наибольшее распространение получили бульдозеры Komatsu – 216 машин, при этом 85,5 % машин данной фирмы относятся к наиболее востребованному и высокопроизводительному сверхтяжелому классу (D-355, D-375, D-475). Примерно 23 и 10 % парка зарубежных бульдозеров составляют соответственно машины фирм Shantui (Китай) и Caterpillar (США). Фирма Caterpillar в основном представлена сверхтяжелыми машинами CAT-D9R и CAT-D10R, а китайский производитель – машинами среднего и тяжелого классов SD-16 и SD-32. В небольшом количестве имеются бульдозеры прочих зарубежных фирм (Mitsubishi, Dressta и др.) преимущественно тяжелого класса.

Несмотря на общее численное превосходство отечественных бульдозеров над импортными машинами, необходимо отметить, что 59,8 % российских машин (314 машины из 525) относятся к среднему классу и имеют невысокую производительность, они используются при разработке небольших россыпей, а также на вспомогательных работах. Основной объем работ по перемещению горной массы выполняется сверхтяжелыми бульдозерами преимущественно зарубежного производства (186 машин из 298).

Одноковшовые экскаваторы на разработке россыпных месторождений драгоценных металлов задействованы в меньшей степени, структура парка одноковшовых экскаваторов представлена в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Номенклатура одноковшовых экскаваторов, применяемых при открытой разработке россыпных месторождений драгоценных металлов в рассматриваемых регионах

Фирмы-производители экскаваторов	Общее количество экскаваторов, ед	Количество экскаваторов (ед) по типоразмерам в зависимости от вместимости ковша $V_k, \text{м}^3$		
		$V_k \leq 2,5$	$2,5 < V_k \leq 5$	$5 < V_k \leq 10$
Воронежский экскаваторный завод	7	7	-	-
Прочие	12	7	1	4
Всего (отечественные производители)	19	14	1	4
Komatsu	28	12	6	10
Caterpillar	8	6	-	2
Прочие	9	8	1	-
Всего (зарубежные производители)	45	26	7	12
Итого экскаваторов	64	40	8	16

Общее число экскаваторов составляет 64 единицы преимущественно зарубежного производства. Из зарубежных марок наибольшее распространение получили экскаваторы фирмы Komatsu различных типоразмеров, а именно РС-300, РС-400, РС-750, РС-1100, РС-1250 и др. Фирма Caterpillar в основном представлена экскаваторами САТ-330 с вместимостью ковша до 2,5 м³. Отечественные экскаваторы в основном представлены гидравлическими машинами с вместимостью ковша 1-2 м³, а также драглайнами с вместимостью ковша 5-10 м³.

Фронтальные одноковшовые погрузчики на рассматриваемых месторождениях задействованы в количестве 25 единиц (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Номенклатура одноковшовых погрузчиков, применяемых при разработке месторождений драгоценных металлов

Регион	Общее количество погрузчиков, ед	Количество погрузчиков (ед) по типоразмерам в зависимости от грузоподъемности Q, т		
		Средние (Q≤5)	Тяжелые (5<Q≤10)	Сверхтяжелые (10<Q≤15)
Амурская область	13	3	5	5
Хабаровский край	10	-	8	2
Приморский край и ЕАО	2	2	-	-
По всем регионам	25	5	13	7

Наибольшее распространение получили погрузчики фирм Caterpillar – 6 единиц и МоАЗ – 5 единиц, также имеются погрузчики Komatsu, БелАЗ и др. Большинство машин относятся к тяжелому классу, имеют грузоподъемность 6-8 тонн и вместимость ковша 3-5 м³. Семь погрузчиков (модели Komatsu WA-600, Caterpillar 990Н и др.) можно отнести к сверхтяжелым машинам, имеющим грузоподъемность 10-15 тонн и вместимость ковша 5-8 м³. Одноковшовые погрузчики обладают высокой мобильностью и успешно применяются на разработке россыпных месторождений.

Колесные скреперы ДЗ-11П с вместимостью ковша 8,3 м³ используются при разработке россыпей в небольшом количестве. Ограниченное применение скреперов в Дальневосточном регионе связано с невысокой заполняемостью ковшей при работе на связных породах, для повышения эффективности работы колесных скреперов в конкретных горно-геологических условиях необходимо совершенствование их конструкции.

На промывке золотосодержащих песков россыпных месторождений в основном применяются промывочные приборы типа ПГШ (таблица 5.8).

Таблица 5.8 – Номенклатура и количество (ед) промывочных приборов, применяемых при разработке россыпных месторождений

Промывочные приборы	Количество (ед)			Всего
	Амурская область	Хабаровский край	Приморский край и ЕАО	
ПГШ-II-30	–	1	–	1
ПГШ-II-50	55	43	5	103
ПГШ-II-75	–	6	–	6
ПГШ-II-100	–	1	–	1
ПГШО-II-50	–	8	–	8
ПГШ-50	1	2	–	3
ПБШ-150	4	–	–	4
ПЗБШ-500	1	–	–	1
ППГ-25	18	1	–	19
ППМ-3	1	–	–	1
ПВШ-25	–	–	1	1
ПВШ-30	–	–	1	1
ГПП-30	5	–	–	5
ГГМ-3	11	1	–	12
LJ-1-60 (Китай)	–	–	1	1
ZHLS-120A (Китай)	–	–	1	1
Скруббер-бутара СКБ-1,6/2	–	–	1	1
СПО-50	–	–	1	1
ПОУ-2М	–	–	1	1
ИТОГО	96	63	12	171

Промывочные приборы типа ПГШ относительно просты в эксплуатации, но недостаточно эффективны при работе с глинистыми песками россыпей, также велики потери металла на данных приборах при промывке песков, содержащих большое количество мелкого и «тонкого» золота. Наибольшее распространение получил промывочный прибор ПГШ-II-50 – 60,2 % из общего числа эксплуатируемых установок.

При разработке россыпных месторождений золота на шести предприятиях в Амурской области и Хабаровском крае применяются 22 драги отечественного производства различных типоразмеров (таблица 5.9).

Таблица 5.9 – Количество драг (ед), применяемых на разработке россыпных месторождений

Типоразмер драги	Вместимость черпака, л	Амурская область	Хабаровский край	Всего
Малолитражные	50	1	-	1
Среднелитражные	150	2	-	2
	210	1	-	1
	250	14	2	16
Крупнолитражные	380	1	1	2
Всего		19	3	22

Данные по технической оснащенности предприятий ведущих открытую разработку ряда золотороссыпных месторождений Якутии и Магаданской области, представленные в работах [57, 93], также подтверждают, что выемка и перемещение песков и торфов в основном ведется с применением сверхтяжелых бульдозеров Komatsu D-355, D-375, D-475 и других мощных машин.

Таким образом, увеличение добычи россыпного золота достигается, прежде всего, за счет ускоренного увеличения объемов промываемых песков с применением все более мощного оборудования. При этом необходимо отметить, что ширина отвала тяжелых и сверхтяжелых бульдозеров, выполняющих основной объем работ, составляет 4-5 м, а вместимость отвала 8-20 м³ (таблица 5.10).

Таблица 5.10 – Технические характеристики некоторых тяжелых и сверхтяжелых бульдозеров [135], используемых при разработке россыпных месторождений

Производитель	Марка	Мощность двигателя, кВт	Ширина отвала, м	Геометрическая емкость отвала, м ³
ОАО «Промтрактор»	T-20.01	206	3,94	10,0
	T-35.01	350	4,71	18,5
Komatsu	D-155	264	4,06	9,4
	D-375	391	4,70	18,5
Caterpillar	D8R	228	3,94	8,7
	D9T	306	4,31	13,5

Подобные размеры рабочих органов выемочно-транспортирующих машин не позволяют вести качественную селективную выемку разноразмерных песков сложноструктурных пластов россыпных месторождений. В результате пески с различным содержанием металла подаются на установку, где промываются в одном режиме, без учета из-

менчивости геолого-технологических характеристик минерального сырья, при этом все увеличивающаяся доля мелких золотинок (менее 0,5 мм) в песках предопределяет перманентный рост потерь металла с хвостами промывки. Так, например, ряде случаев в богатых песках содержится значительное количество тяжелых минералов (удельный вес более 5 г/см³, таких как магнетит, ильменит, хромит и др.), которые быстро заполняют объем постели промывочного прибора и настолько уплотняются, что поток воды не способен вовлечь эту массу в турбулентное движение. В результате чего золото в потоке пульпы практически перемещается по ровной поверхности постели не задерживаясь, и в массе тяжелых минералов во взвешенном состоянии уходит в хвосты. В частности, проведенные исследования [119] по промывке песков россыпи р. Пр. Дарья с различным содержанием золота показали, если средние потери металла на промприборе с дополнительными шлюзами составляли 3-5 % (при содержаниях золота в песках 0,5-1,7 г/м³), то при промывке песков с содержанием более 2,0 г/м³ потери возросли до 7-9 % (содержание металла в эфелях составляло 0,23-0,25 г/м³). Снизить потери золота возможно за счет селективной выемки минерального сырья, с направлением песков с высоким содержанием полезного компонента и/или большим количеством мелкого золота на обогащательные комплексы, включающие не только промывочные установки, но и оборудование для центробежного обогащения, обеспечивающее высокое извлечение металла. Также существенно снизить потери металла возможно за счет учащения сполоска шлюзов на штатных промывочных приборах.

По сравнению с открытым способом разработки освоение россыпей с применением подземного способа добычи, а также скважинной гидродобычи и скважинного выщелачивания, получило значительно меньшее распространение. Подземный способ применяется для разработки глубокозалегающих россыпей с преимущественной выемкой песков с высоким содержанием полезного компонента из достаточно мощных продуктивных пластов. Необходимо отметить, что извлекать таким способом пески, имеющие рядовые и низкие содержания золота малоэффективно и экономически нецелесообразно. Также неэффективной может быть подземная разработка при малой мощности продуктивного пласта песков.

В сравнении с подземным способом, применение скважинной гидродобычи позволяет существенно снизить инвестиционные затраты на разработку россыпного месторождения, т.е. дает возможность вести освоение небольших россыпей с минимальным

сроком начала организации добычи, которая совмещается с детальной разведкой месторождения [12]. Кроме того, благодаря безлюдной выемке, можно эффективно разрабатывать залежи в породах с недостаточной устойчивостью. В России скважинная гидродобыча применялась для разработки маломощных россыпей золота на прииске «Экспериментальный» (Магаданская область), на погребенной прибрежно-морской россыпи р. Рывеем (Чукотка) и на некоторых других объектах [12]. При разработке россыпи реки Рывеем в добычном блоке бурились гидроэлеваторные и гидромониторные скважины, расстояние между скважинами в ряду составляло 12-15 м, а расстояние между рядами гидроэлеваторных и гидромониторных скважин – 11-13 м. Гидроэлеваторные скважины бурились диаметром 550 мм с перебуром 1 м ниже подошвы продуктивного пласта, после чего в них устанавливались трубы диаметром 508 мм с перфорированной нижней частью. Для гидромониторных скважин использовались трубы диаметром 219 мм, при выемочной мощности пласта 1 м, параметры гидромонитора обеспечивали размыв в радиусе 15 м при средней производительности по горной массе $10 \text{ м}^3/\text{ч}$ [12]. К недостаткам скважинной гидродобычи следует отнести существенные технологические потери металла в недрах, при этом потери значительно возрастают при наличии в песках большого количества крупного золота и самородков, которые не в полной мере поднимаются гидропотокком.

Одним из перспективных методов освоения золотороссыпных месторождений, в том числе и погребенных, является подземное скважинное выщелачивание. Сущность технологии скважинного выщелачивания заключается в том, что через золотосодержащие пески пропускают технологический раствор, содержащий активный выщелачивающий реагент, в качестве которого могут быть использованы цианиды, хлориды и другие вещества. При этом с учетом фактора экологической безопасности производства горных работ в первую очередь с позиций загрязнения поллютантами водоносных горизонтов, более предпочтительным при создании выщелачивающих растворов является использование хлора. В России подземное скважинное выщелачивание золота с использованием хлоридных комплексов впервые было использовано при освоении глубокозалегающей части россыпи Данду-Хангарук (Забайкальский край), извлечение золота в целом по опытно-экспериментальному блоку составило около 80 %, при этом технико-экономическими расчетами было установлено, что рентабельность при разработке глубокозалегающей россыпи на глубине 15-20 м посредством выщелачивания составляет

23-26 %, а при традиционной технологии разработки открытым способом всего 5 % [48]. Наиболее целесообразно с применением скважинного подземного выщелачивания вести отработку россыпей, запасы которых в значительной степени представлены мелким, «тонким» и дисперсным золотом, поскольку при переработке таких песков традиционными методами возникают большие потери металла при промывке [7, 306]. Существенным недостатком скважинного выщелачивания является неполное растворение крупных золотин размером более 1-1,5 мм, а также золотин невысокой пробыности (менее 0,800) [229]. Таким образом, и при разработке глубокозалегающих россыпей важное значение приобретает вопрос снижения потерь золота.

Экспертиза многих технических проектов разработки россыпных месторождений показывает, что в результате недостаточного учета генетических особенностей месторождений, их природных и горно-технологических характеристик, сложности структуры пластов, а главное, отсутствия вариантов технологических решений, экономические показатели освоения месторождений не всегда приемлемы, в первую очередь, за счет повышенных потерь полезного компонента. Обеспечить увеличение извлечения полезного компонента из песков россыпи возможно путем повышения уровня селекции при выемке песков и применения гибких систем переработки, учитывающих содержание полезного компонента в песках, коэффициент выхода металла, крупность и формы золота, а также другие параметры (рисунок 5.9).

В ходе освоения россыпи при выявлении зон пласта с повышенным содержанием полезного компонента диссертантом предлагается проводить вторую стадию сопровождающей эксплуатационной разведки для оконтуривания богатых песков с содержанием С_б. Для уменьшения потерь и пересортицы целесообразно при открытой добыче извлекать богатые пески с применением колесных скреперов, которые за счет ограниченной ширины рабочего оборудования и способа ведения выемочно-транспортирующих работ позволяют вести более качественную селективную выемку в сравнении с бульдозерами, имеющими сопоставимую вместимость рабочего органа [273]. При отработке погребенных россыпей в случае недостаточного объема богатых песков V_B для ведения их подземной разработки, необходимо производить извлечение песков с применением скважинной гидродобычи.

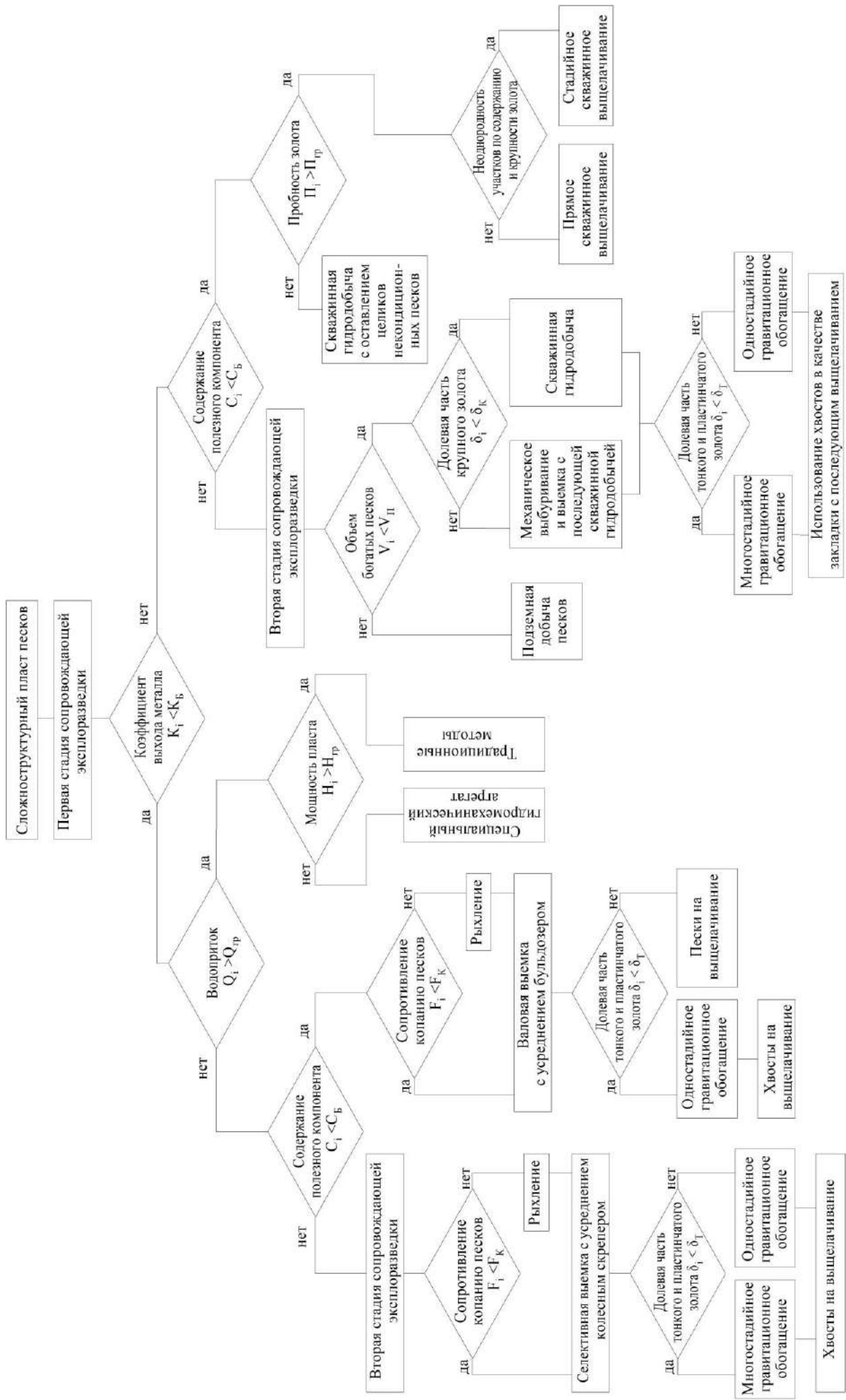


Рисунок 5.9 - Блок-схема алгоритма выбора последовательности разработки сложноструктурных россыпных месторождений

При наличии в песках существенного количества крупного золота $\delta_i > \delta_k$ предпочтительнее вести их механическое извлечение путем расширения скважин в пределах продуктивного пласта песков буровым станком со специальным агрегатом, предлагаемой автором конструкции. В случае содержания в богатых песках большого количества тонкого и пластинчатого золота, их целесообразно направлять на многостадийное гравитационное обогащение с последующим выщелачиванием хвостов. При невысоких содержаниях металла в пласте возможно осуществлять извлечение полезного компонента с применением скважинного выщелачивания, причем в случае наличия в пласте неоднородных участков (рядовых и бедных песков) по содержанию и крупности золота целесообразно применение стадийного выщелачивания с использованием растворов различной концентрации.

Таким образом, проблему повышения экономической и экологической эффективности освоения россыпных месторождений следует решать на основе применения адаптивных технологий, предполагающих комбинирование традиционных и современных технологических решений, а также усовершенствованных и вновь разработанных технических средств, конструкция которых обоснована автором в данной работе.

5.3 Совершенствование открытой разработки сложноструктурных россыпных месторождений с применением модернизированных колесных скреперов

Необходимо отметить, что предложенную в параграфе 2.4 данной работы схему разработки золотосодержащих россыпей с применением отдельной переработки песков с селективной выемкой и штабелированием богатых песков бульдозером небольшого типоразмера и их последующей транспортировкой одноковшовым погрузчиком к комплексу многостадийного обогащения, расположенному на границе выемочного блока, целесообразно использовать при освоении относительно крупных россыпей, где объем извлекаемых богатых песков достаточен для высокопроизводительной работы комплекса многостадийного обогащения. При разработке недропользователем нескольких отдельных небольших сложноструктурных участков, находящихся на расстоянии нескольких километров один от другого, рационально вести промывку песков рядового качества

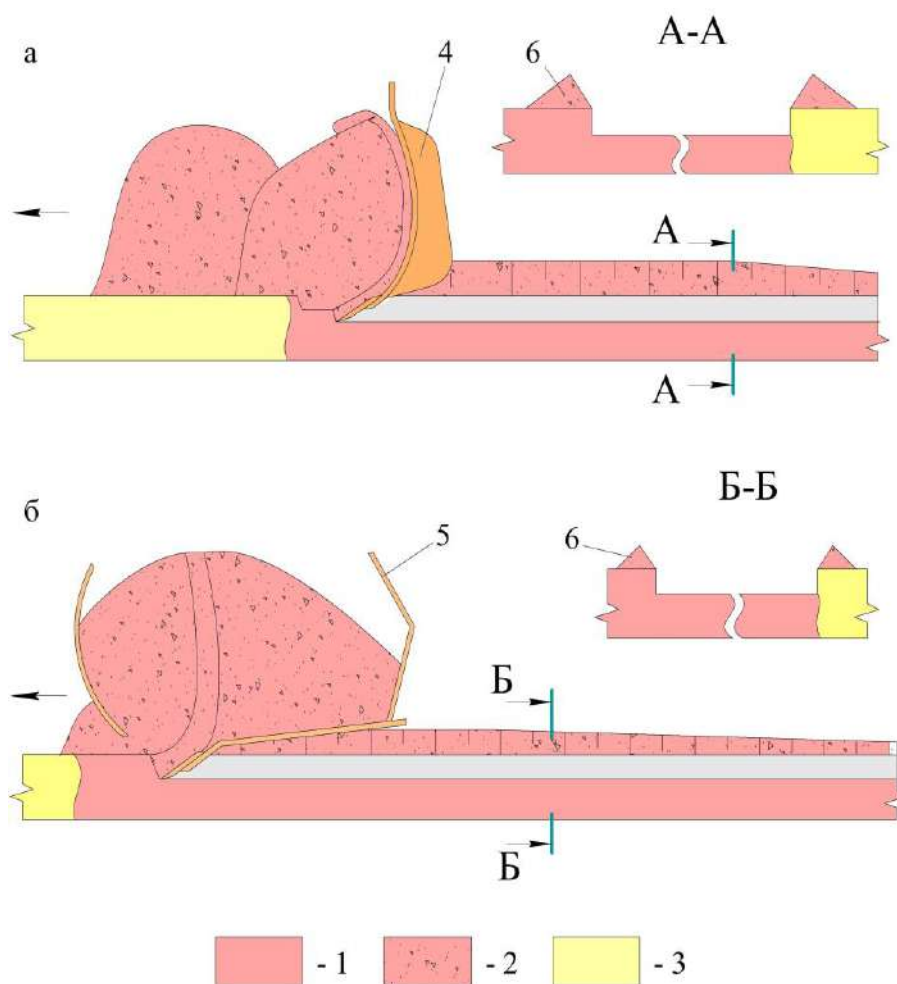
непосредственно на месте добычи, а переработку селективно извлеченных богатых песков - на централизованном комплексе многостадийного обогащения, расположенном на одном из участков. Для селективной выемки и транспортировки богатых песков с остальных участков автором предлагается использовать модернизированный колесный скрепер с комбинированным оборудованием, включающий ковш с промежуточной подгребающей стенкой (ППС), а также рыхлительное оборудование (рисунок 4.11), осуществляющий предварительное рыхление продуктивного пласта песков при движении холостым ходом и последующую загрузку разрыхленных богатых песков в удлиненный ковш с использованием ППС. Наибольший эффект от предлагаемого технико-технологического решения можно получить при работе на глинистых, а также валунистых песках. С учетом того, что глинистые пески россыпей имеют существенно меньшую прочность, чем кимберлиты, рыхление ведется без предварительной пропитки массива раствором ПАВ, кроме того, возможно отказаться от использования полноприводных скреперов и использовать более простые и низкочатратные полуприцепные машины с приводом от одноосного тягача.

Автором были рассчитаны величина потерь и уровень пересортицы богатых песков, применительно к геометрическим параметрам выявленного включения на одном из россыпных месторождений, при их выемке и транспортировке (или штабелировании) по различным вариантам (рисунок 5.10) с применением бульдозера Т-11.02 с полусферическим отвалом вместимостью 5,6 м³ и скрепера ДЗ-11П с геометрической емкостью ковша 8,3 м³: вариант I – бульдозер Т-11.02 с выемкой и штабелированием богатых песков с их перемещением на 20 м с последующей погрузкой песков из штабеля в автотранспорт; вариант II – выемка и транспортировка богатых песков скрепером ДЗ-11П (таблица 5.11).

Таблица 5.11 – Показатели выемки и транспортировки богатых песков различным горным оборудованием

Показатель	Вариант	
	I	II
Коэффициент наполнения рабочего органа	1,0	0,85
Объем песков в рабочем органе, м ³	5,6	7,1
Удельные потери богатых песков при их примешивании к рядовым пескам через боковой валик, м ³ /м ³	0,071	0,056
Себестоимость выемки и транспортировки на расстояние 2000м, у.е.	100	93,2

Преимуществами колесного скрепера при селективной выемке и транспортировке в сравнении с комплектом машин, включающим бульдозер, являются меньший уровень пересортицы и удельных потерь богатых песков, а также меньшая себестоимость работ на дальности перемещения песков к комплексу многостадийного обогащения на расстояние до 3-5 км. Недостатком колесных скреперов традиционной конструкции, осуществляющих самозагрузку за счет силы тяги (без применения толкача), является невысокий коэффициент наполнения ковша, что снижает производительность выемки. Применение толкача совместно со скрепером для ведения локальной выемки включений богатых песков нецелесообразно из-за резкого увеличения себестоимости выемочно-транспортировочных работ.



а – бульдозером с последующим штабелированием (вариант I); б – колесным скрепером (вариант II); 1, 2 – богатые пески в целике и после выемки; 3 – рядовые пески в целике; 4 – бульдозерный отвал; 5 – ковш скрепера; 6 – боковые валики

Рисунок 5.10 – Схемы выемки и перемещения богатых песков

Автором проведено теоретическое обоснование рациональных параметров колесных скреперов с удлиненным ковшем и комбинированным рабочим оборудованием предлагаемой конструкции с определением их основных параметров. Разработана функциональная зависимость (целевая функция) по определению рациональной длины, а, следовательно, и вместимости удлиненных ковшей. Разработана методика по определению сопротивления продвижению горной массы под действием ППС при загрузке удлиненного ковша, предложен метод расчета гидромеханизма перемещения ППС. В качестве прототипов данных машин были приняты колесные скреперы, выпускаемые на заводах в России и Белоруссии (таблица 5.12).

Таблица 5.12 – Технические характеристики колесных скреперов [9]

Модель скрепера	Вместимость ковша, м ³	Мощность двигателя, кВт	Ширина резания, м	Глубина резания, м	Рабочая масса, т
Брянский завод дорожных машин, Россия					
ДЗ-87-1	4,5	122	2,40	0,15	11,2
Могилевский автомобильный завод, Беларусь					
ДЗ-11П	8,3	158	2,82	0,30	20,0
Белорусский завод дорожных машин, Беларусь					
ДЗ-113	15,0	265	2,93	0,35	34,0

Диссертантом были получены зависимости для расчетов изменения массы M_i скреперов ДЗ-87-1; ДЗ-11П и ДЗ-113 (дополнительно оснащенных ППС и рыхлительным оборудованием), вместимости их ковшей V_i , удельной металлоемкости скреперов M_i/V_i , их эксплуатационной производительности $\Pi_{iЭ}$ и себестоимости работ C_i в зависимости от коэффициента удлинения ковша l_i , равного отношению расчетной длины L_i ковша к эталонной длине $L_э$, считая от режущей кромки ножа до задней стенки (рисунок 4.11а). Решение численными методами с использованием полученных зависимостей с шагом приращения коэффициента удлинения ковша l_i равным 0,01 в интервале от 1,00 до 2,50 дало возможность выявить оптимальную длину ковша скрепера $l_{iопт}$, при которой себестоимость работ достигает минимального значения [200, 302]. Результаты расчетов технико-экономических показателей для модернизированного скрепера ДЗ-11П представлены в графическом виде на рисунке 5.11.

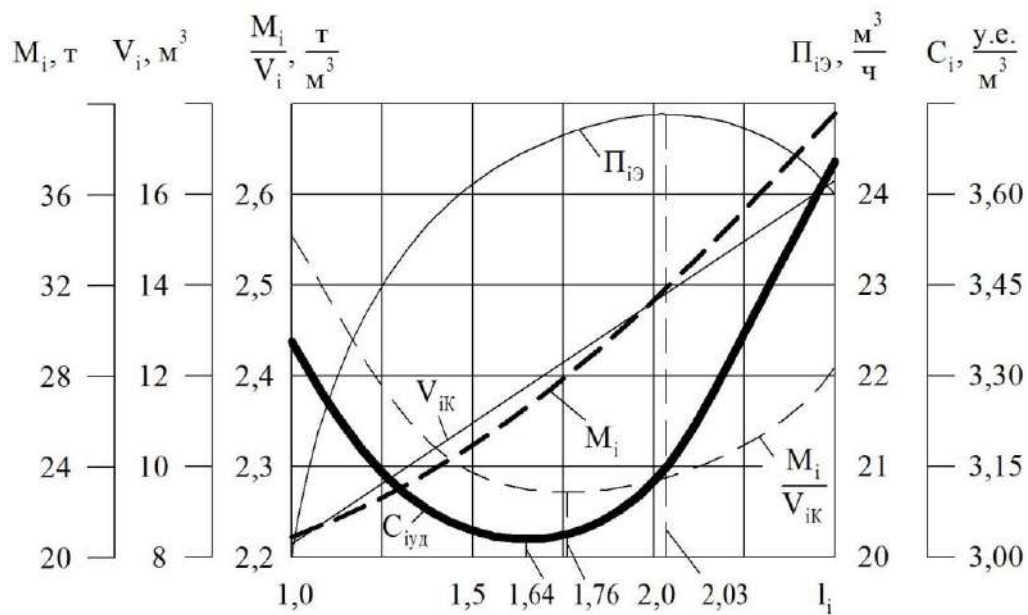


Рисунок 5.11 – Графики зависимости технико-экономических показателей модернизированного скрепера ДЗ-11П при дальности транспортировки песков 2000 м

При технологической схеме с предварительным рыхлением, выемкой и транспортировкой богатых песков россыпи на расстояние 2000 м к централизованному комплексу многостадийного гравитационного обогащения выявлено, что максимальная производительность модернизированного скрепера ДЗ-11П будет получена при удлинении ковша в 2,03 раза, однако с учетом того, что минимальная удельная металлоемкость машины соответствует $l_i=1,76$, а также с учетом возрастающих капитальных и эксплуатационных затрат, минимальная себестоимость работ будет достигнута при $l_{i\text{опт}}=1,64$, при таком удлинении вместимость ковша будет равна $11,8 \text{ м}^3$. Расчеты, проведенные для скреперов ДЗ-87-1 и ДЗ-113, работающих в аналогичных условиях, показали, что минимальная себестоимость работ будет достигнута при удлинении ковша в 1,83 раза для ДЗ-87-1 и в 1,57 раза для ДЗ-113. При этом вместимость ковша модернизированного скрепера ДЗ-87-1 составит $7,0 \text{ м}^3$, а ДЗ-113 – $20,7 \text{ м}^3$.

После определения основных параметров модернизированного скрепера ДЗ-11П были проведены расчеты величины потерь и снижения качества богатых песков за счет пересортицы их выемке и транспортировке (III вариант) для условий аналогичных первым двум вариантам (результаты расчетов по которым представлены в таблице 5.11), загрузка удлиненного ковша модернизированного скрепера осуществляется за счет силы

тяги, а также использования интенсификатора загрузки в виде ППС, результаты расчетов представлены в таблице 5.13.

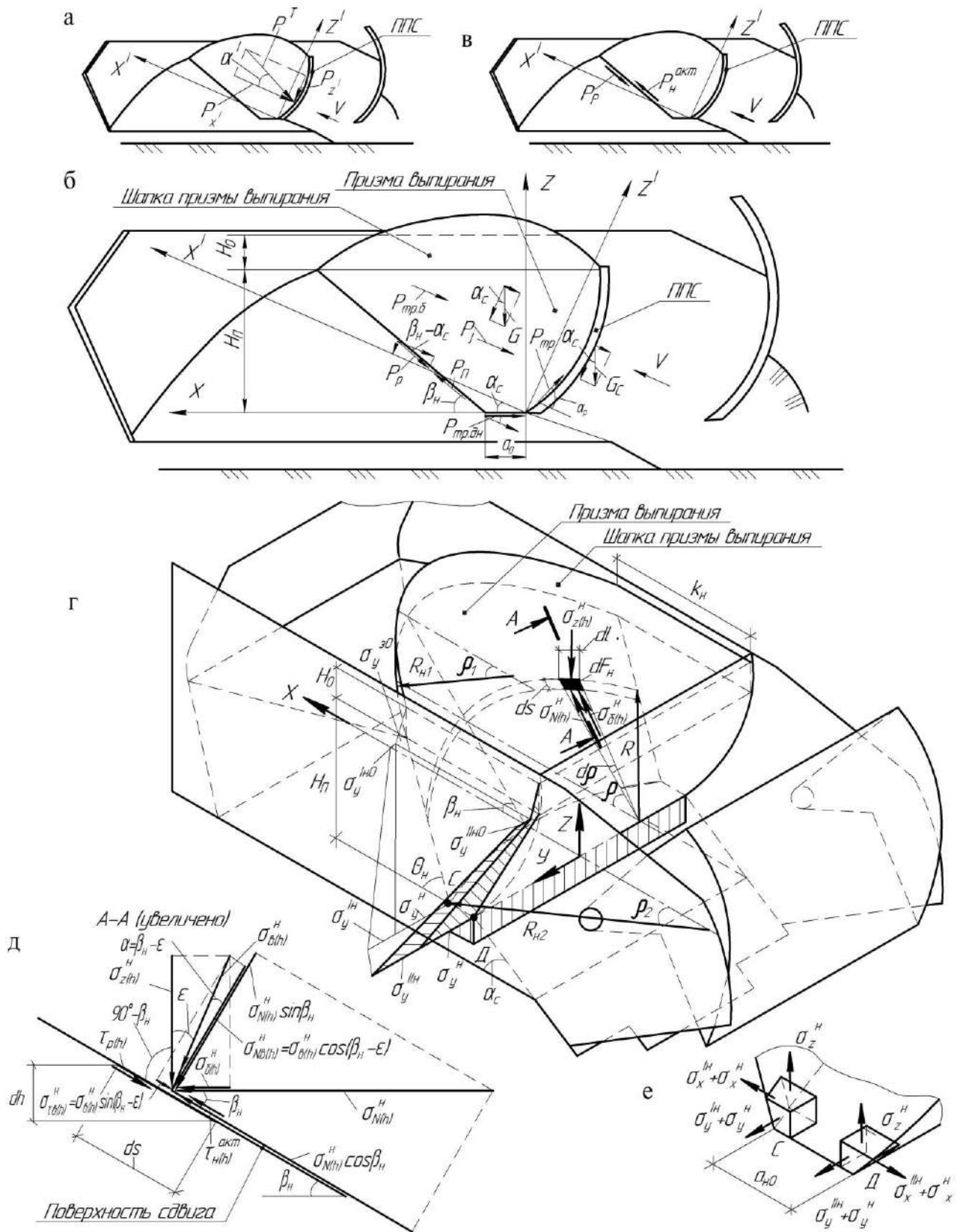
Таблица 5.13 – Показатели выемки богатых песков модернизированным скрепером ДЗ-11П с комбинированным рабочим оборудованием

Показатель	Вариант III
Коэффициент наполнения рабочего органа	1,1
Объем песков в рабочем органе, м ³	13,0
Удельные потери богатых песков при их примешивании к рядовым пескам через боковой валик, м ³ /м ³	0,048
Себестоимость выемки и транспортировки на расстояние 2000м, у.е.	84,1

Модернизированный колесный скрепер за счет применения комбинированного рабочего оборудования обеспечивает лучшую самозагрузку, а также меньшие удельные потери богатых песков в боковой валик в сравнении со скрепером традиционного исполнения. Также необходимо отметить, что в связи с увеличением коэффициента наполнения рабочего органа производительность модернизированного скрепера в сравнении с прототипом увеличивается на 15,1-17,9 %, а себестоимость выемки и транспортировки песков снижается на 9,2-11,4 %.

Диссертантом были проведены теоретические и экспериментальные исследования по наполнению ковша скрепера с применением интенсификатора загрузки типа ППС [254]. После того, как передняя часть удлиненного ковша заполнена до предельного значения, ППС перемещает набранную минеральную массу в заднюю часть ковша, а освобожденная передняя часть ковша снова заполняется под давлением срезаемой стружки. В результате проведенных стендовых экспериментальных исследований по перемещению минеральной массы внутри моделей ковшей с помощью ППС при минимальном наклоне днища к горизонту была выявлена рациональная, с точки зрения энергоемкости и простоты конструкции привода, траектория движения ППС в ковше. ППС, продвигаясь к задней стенке, одновременно поднимается вверх под углом 25...30°, для обеспечения черпания и пересыпания минеральной массы, в тоже время сжатие минеральной массы исключается.

С целью определения затрат энергии и мощности на перемещение ППС внутри ковша разработаны расчетные схемы, представленные на рисунке 5.12.



а - общая схема; б - расчетная схема; в - схема действия сил, определяющих равновесие призмы выпирания (ПВ) в предельном состоянии; г - схема действия сил и напряжений на ПВ; д - схема действия напряжений на элементарную площадку по поверхности сдвига; е - схема действия напряжений в элементарных граничных объемах С и Д

Рисунок 5.12 – Схемы к определению сопротивления перемещению ППС

Сопротивление перемещению ППС P^T можно разложить на составляющие $P_{x'}$, $P_{z'}$ (рисунок 5.12а-б), которые в общем виде равны:

$$P_{x'} = P_p \cos(\beta_H - \alpha_c) + 2P_{mp,\delta} + P_{mp,\delta H} \cos \alpha_c + P_{mp} \cos \alpha_p + (G + G_c) \sin \alpha_c + P_j, \quad (5.1)$$

$$P_{z'} = P_p \sin(\beta_H - \alpha_c) - P_{mp,\delta H} \sin \alpha_c - P_{mp} \sin \alpha_p + (G + G_c) \cos \alpha_c, \quad (5.2)$$

где P_p - сопротивление резанию;

$P_{mp,\delta}$ - сопротивление трению минеральной массы призмы выпирания (ПВ) по стенке ковша;

$P_{mp,\delta H}$ - сопротивление сдвигу основания ПВ;

P_{mp} - сопротивление трению минеральной массы ПВ о лобовую поверхность ППС;

G , G_c - силы тяжести минеральной массы ПВ и ППС;

P_j - сопротивление, связанное с преодолением сил инерции при разгоне прирастающей массы ПВ;

α_c - угол наклона траектории движения ППС к горизонту;

α_p - угол установки ППС (резания минеральной массы);

β_H - угол наклона ПВ по поверхности сдвига к горизонту.

Сопротивление резанию P_p определяется как сумма напряжений, действующих на поверхность сдвига ПВ (рисунок 5.12г). Для определения сопротивления резанию рассмотрим напряжения, действующие на элементарную площадку dF_H лобовой поверхности ПВ (рисунок 5.12д).

На элементарную площадку действуют напряжения $\sigma_{z(h)}^H$ и $\sigma_{\delta(h)}^H$, возникающие от силы тяжести минеральной массы, а также нормальное напряжение $\sigma_{N(h)}^H$, возникающее под действием ППС на минеральную массу. Сопротивление резанию dP_p , действующее на элементарную площадку dF_H , определяется по зависимости:

$$dP_p = \tau_{p(h)} dF_H \cos \rho, \quad (5.3)$$

где $\tau_{p(h)}$ - касательное напряжение, препятствующее резанию и приложенное к

поверхности сдвига элементарной площадки;

ρ - угол расположения элементарной площадки относительно продольной оси X.

Спроецировав напряжения на поверхность сдвига, получим $\tau_{p(h)}$ (рисунок 5.12д).

После подстановки $\tau_{p(h)}$ и dF_H интегрируем выражение (5.3) по H и R_H .

Тогда

$$P_P = - \int_{H_0}^{H_{\Pi}+H_0} dh \int_{R_{H1}}^{R_{H2}} \frac{B}{2R_H} \left(\frac{\gamma h A_H}{\sin \beta_H} + \gamma'_H h \operatorname{tg} \varphi_2 \right) dR_H = - \frac{B}{4} \ln \frac{R_{H1}}{R_{H2}} \left((H_{\Pi} + H_0)^2 - H_0^2 \right) \left(\frac{\gamma A_H}{\sin \beta_H} + \gamma'_H \operatorname{tg} \varphi_2 \right), \quad (5.4)$$

где A_H - коэффициент;

B - ширина ковша скрепера;

R_H - радиус кривизны ПВ в секущих плоскостях, параллельных днищу (изменяется от R_{H1} до R_{H2});

H_{Π} - высота ПВ;

H_0 - среднее значение высоты «шапки» ПВ.

Сопротивление трения минеральной массы ПВ по боковым стенкам ковша зависит от удельных давлений, возникающих в минеральной массе в направлении оси Y (рисунок 5.12е). Для определения $P_{тр.б}$ и $P_{тр.дн}$ целесообразно рассмотреть напряженное состояние элементарных объемов минеральной массы С и Д. На элементарные объемы минеральной массы действуют напряжения, возникающие от силы тяжести $\sigma_x^H; \sigma_y^H; \sigma_z^H$, а также напряжения $\sigma_x'^H, \sigma_y'^H, \sigma_z'^H$ и $\sigma_x''^H, \sigma_y''^H, \sigma_z''^H$, возникающие в результате давления на минеральную массу ППС.

Сила трения минеральной массы ПВ о боковые стенки с учетом ее давления на стенки ковша определяется по формуле

$$P_{тр.б} = \mu_1 \frac{\gamma_y''^H + \gamma_y'^H + 2\gamma_y^H}{2} \left(\frac{k_H \left((H_{\Pi} + H_0)^2 - H_0^2 \right)}{2} - \frac{(H_{\Pi} + H_0)^3 - H_0^3}{3 \operatorname{tg} \gamma_H} - \frac{(H_{\Pi} + H_0)^3 - H_0^3}{3 \operatorname{tg} \theta_H} \right) + \mu_1 \frac{\gamma_y^H k_H H_0^2}{2}, \quad (5.5)$$

где k_H - длина боковой грани ПВ в верхней части;

$\gamma_y^H, \gamma_y', \gamma_y''$ - коэффициенты, учитывающие изменение напряжений, соответственно;

$\sigma_y^H, \sigma_y'^H, \sigma_y''^H$ - напряжения, изменяющиеся с глубиной залегания минеральной массы в ковше;

θ_n - угол наклона линии пересечения поверхности ПВ с боковой стенкой;

γ_n - угол наклона ППС к днищу ковша.

Сопротивление сдвигу основания ПВ

$$P_{тр.дн} = \left(a_{н0}B + R_{н2}^2 \arcsin(0,5B/R_{н2}) - 0,5B\sqrt{R_{н2}^2 - 0,25B^2} \right) \gamma(H_n + H_0)\mu_2, \quad (5.6)$$

где μ_2 - коэффициент внутреннего трения минеральной массы;

$a_{н0}$ - расстояние между точками С и Д.

Силу тяжести G минеральной массы ПВ определяем, исходя из геометрических параметров ПВ с учетом наличия «шапки» ПВ. Сопротивление трения минеральной массы о ППС определяется как произведение суммы нормальных составляющих гравитационных и дополнительных (распорных) давлений со стороны минеральной массы на коэффициент трения минеральной массы о сталь.

При определении сопротивления P_j , связанного с преодолением сил инерции при разгоне прирастающей массы песков перед ППС, следует учитывать скорость движения стенки и зависимость изменения массы песков в ПВ от хода ППС.

Общее сопротивление продвижению ППС

$$P^T = P_{x'} / \cos \alpha', \quad (5.7)$$

где $\alpha' = \arctg(P_{z'} / P_{x'})$ - угол между вектором P^T и направлением движения ППС (рисунок 5.12а).

Полученные автором уравнения (5.1) и (5.2) позволяют расчетным путем определять составляющие $P_{x'}$ и $P_{z'}$ общего сопротивления P^T перемещению ППС, а, следовательно, и усилия в штоках гидроцилиндров привода ППС.

С целью определения потребной мощности на привод интенсификатора типа ППС и обоснования возможности применения гидроаккумуляторов разработан метод расчета усилий на штоках гидроцилиндров механизма перемещения промежуточной стенки. Для определения усилия на штоках гидроцилиндров $F_{ц}$ необходимо учесть составляющие $P_{x'}$ и $P_{z'}$ сопротивления перемещению ППС, а также сопротивления качению P_d и P_M роликов о направляющие (рисунок 5.13).

Затраты мощности на привод ППС $N_{ППС}$ (кВт) будут равны

ральной массы может затрачиваться от 18,7 до 35,1 % номинальной мощности двигателя базового тягача. Поскольку копание на заключительной стадии ведется с максимальным использованием мощности тягача, одновременное включение в работу ППС невозможно. Следовательно, для того чтобы включить интенсификатор, необходимо остановить скрепер и прекратить копание. Во избежание остановки скрепера для привода ППС предлагается использовать гидроаккумуляторы, подключаемые в гидросистему по разработанной автором схеме и заряжаемые при движении скрепера с порожним ковшом в сторону забоя.

Работа, выполняемая при разрядке аккумуляторов A_u с учетом потерь в гидросистеме, должна быть не меньше работы A , совершаемой при перемещении ППС:

$$A_u \eta_{zc} \geq A, \quad (5.9)$$

где η_{zc} - коэффициент полезного действия гидросистемы.

Работа при разрядке гидроаккумулятора (ГА) для изотермного процесса:

$$A_u = p_n V_k \ln(p_{max} / p_n), \quad (5.10)$$

где p_n - начальное давление газа в ГА (давление в конце разряда ГА);

p_{max} - максимальное давление зарядки ГА;

V_k - конструктивная (полная) емкость ГА.

Усилие на штоках гидроцилиндров F_u при перемещении ППС изменяется, поскольку меняются сопротивления P_x и P_z . В общем виде зависимость изменения усилия в гидроцилиндрах привода ППС от хода штока l_u можно представить в графическом (рисунок 5.13б) и аналитическом виде:

$$F_u = a_u l_u^3 + b_u l_u^2 + c_u l_u + d_u, \quad (5.11)$$

где a_u, b_u, c_u, d_u - аргументы функции.

Работу A можно определить как площадь под кривой F_u :

$$A = \int_0^{L_u} (a_u l_u^3 + b_u l_u^2 + c_u l_u + d_u) dl_u = 0,25 a_u L_u^4 + 0,33 b_u L_u^3 + 0,5 c_u L_u^2 + d L_u, \quad (5.12)$$

где $0, L_u$ - пределы интегрирования (ход штока гидроцилиндров).

Конструктивный объем гидроаккумуляторов:

$$V_k \geq A / (0,364 \rho_{max} \eta_{zc}). \quad (5.13)$$

По приведенным выше зависимостям проведены расчеты требуемого конструктивного объема гидроаккумуляторов для скреперов различных типоразмеров. В частности, для привода интенсификатора скрепера ДЗ-11П потребуется четыре гидроаккумулятора с полезным объемом 10 литров каждый.

Экспериментальные исследования загрузки моделей удлиненных ковшей скреперов, оборудованных ППС, проводились диссертантом в лаборатории кафедры «Транспортно-технологические системы в строительстве и горном деле» Тихоокеанского государственного университета (г. Хабаровск) на экспериментальном лабораторном стенде для копания грунтов (рисунок 5.14).



Рисунок 5.14 – Экспериментальный стенд для копания грунтов
в лабораторных условиях

В цели экспериментальных исследований входило: определение сопротивления копанию от пути набора минеральной массы; определение величин сопротивления движению ППС по установленной траектории для подтверждения теоретических зависимостей по определению этих сопротивлений; получение качественной картины процесса загрузки минеральной массы при движении ППС; изучение влияния работы ППС на изменение сопротивления копанию модели ковша скрепера; получение фактических дан-

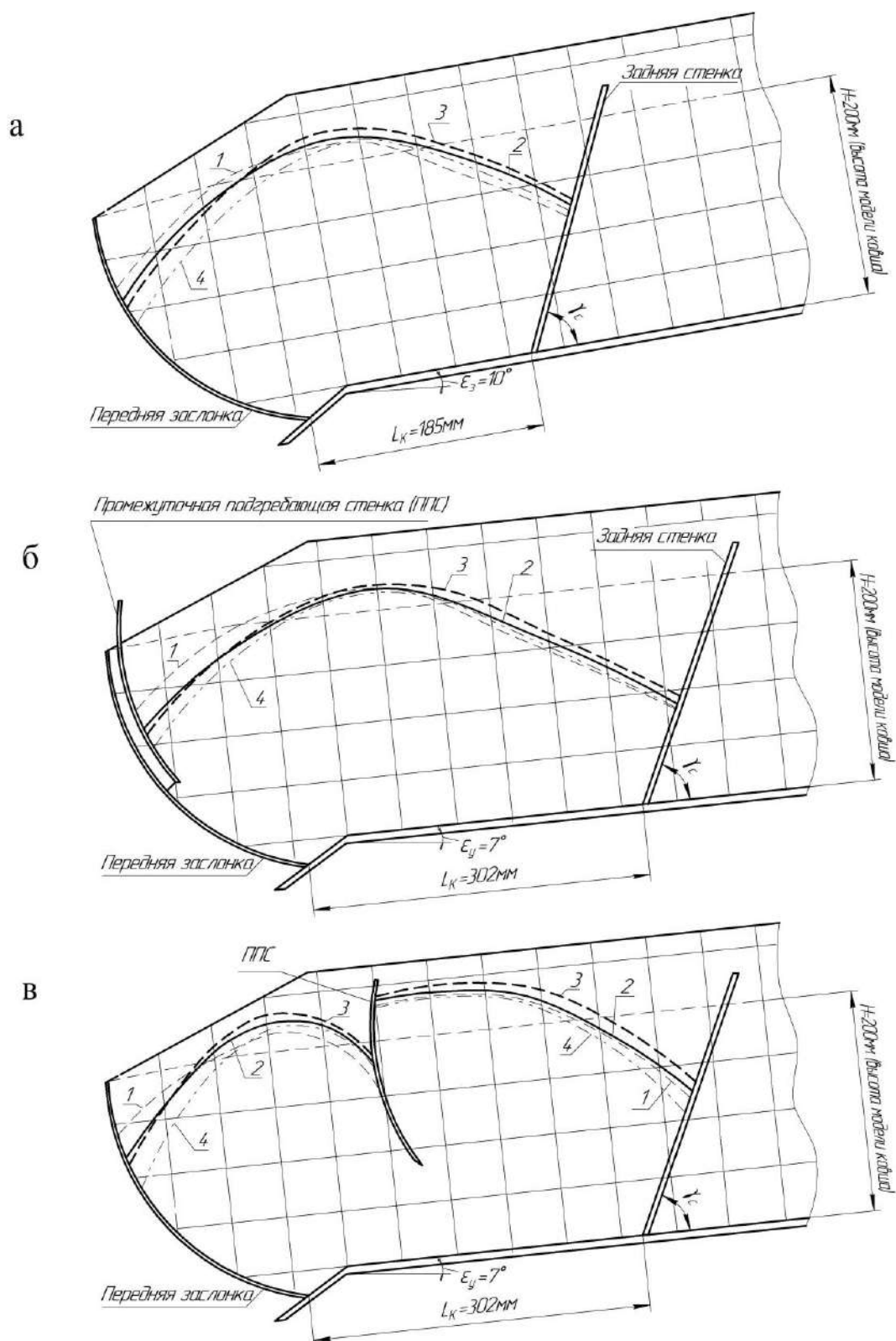
ных для сравнения процесса наполнения моделей удлиненных ковшей скрепера, оборудованных ППС, и без интенсификатора. Для проведения исследований по проекту диссертанта и с его участием была изготовлена модель измерительного ковша скрепера, оборудованная интенсификатором загрузки горной массы в виде ППС с тензометрической подвеской для определения сопротивления копания моделью ковша и сопротивлений перемещению ППС в модели ковша (рисунок 5.15).



Рисунок 5.15 – Модель измерительного ковша скрепера

Модель измерительного ковша скрепера устанавливается на экспериментальный стенд для копания грунтов (рисунок 5.14). Изготовлены модели удлиненных ковшей скреперов ДЗ-87-1; ДЗ-11П и ДЗ-113, выполненные в масштабе 1:7. Модель измерительного ковша содержит приводы перемещения ППС вдоль ковша, вверх-вниз, а также поворота ППС. Тензометрическая подвеска ППС позволяет определять касательную и нормальную составляющие сопротивлений перемещению стенки.

В процессе экспериментальных исследований в лабораторных условиях на экспериментальном стенде производилось копание моделями ковшей минеральной массы разных типов: весьма легкопромывистой (выход глинистых фракций δ до 3%); легкопромывистой ($\delta = 3-10\%$); среднепромывистой ($\delta = 10-15\%$); труднопромывистой ($\delta = 15-30\%$) [123]. Были определены контуры заполнения моделей ковшей (рисунок 5.16) в зависимости от типа минеральной массы, типоразмера ковша, его длины, а также способа заполнения ковша, а именно: за счет тягового усилия; с помощью ППС и тягового усилия.



а – модель существующего ковша; б – модель удлиненного ковша оборудованного ППС, заполненная за счет тягового усилия; в – то же, заполненная при помощи тягового усилия и ППС; 1, 2, 3, 4 – контуры весьма легкопромывистой, легкопромывистой, среднепромывистой, труднопромывистой минеральной массы при толщине срезаемой моделью ковша стружки, соответственно, 45, 36, 28, 22 мм

Рисунок 5.16 – Контуры минеральной массы в модели ковша скрепера ДЗ-11П

При заполнении модели существующего ковша только за счет тягового усилия коэффициент наполнения ковша минеральной массой k_H равен 0,75...0,91, при этом меньшие значения k_H соответствуют весьма легкопромывистой и труднопромывистой минеральной массе, а большие значения – легкопромывистой и среднепромывистой минеральной массе. В процессе заполнения модели удлиненного ковша только за счет тягового усилия коэффициент k_H изменяется в пределах 0,71...0,83, объем минеральной массы в модели удлиненного ковша в сравнении с объемом минеральной массы в модели существующего ковша, при загрузке обеих моделей только за счет тягового усилия, увеличивается на 17,3...34,5 %. Коэффициент наполнения удлиненного ковша, заполняющегося при помощи ППС и за счет силы тяги, составляет 1,02...1,14, при этом большие значения соответствуют работе на легкопромывистой и среднепромывистой минеральной массе.

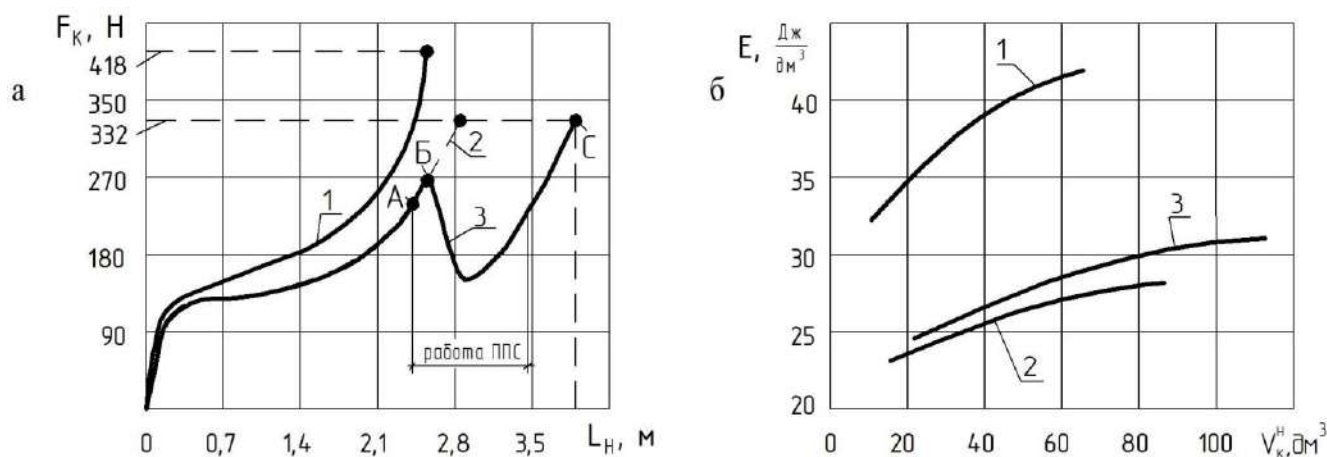
В таблице 5.14 приведены результаты экспериментальных исследований по определению сопротивления продвижению ППС внутри моделей ковшей для разных типов минеральной массы, а также проведено сравнение данных, полученных экспериментальным и аналитическим путем.

Таблица 5.14 – Сопротивления продвижению ППС внутри моделей ковшей

Модель ковша скрепера	Тип минеральной массы	Величина равнодействующей сопротивления продвижению ППС		
		Расчетные данные, $R_{ППС}^T$, Н	Экспериментальные данные, $R_{ППС}^Э$, Н	Ошибка расчета, %
ДЗ-81-1	Весьма легкопромывистая	185	163	13,5
	Легкопромывистая	206	179	15,1
	Среднепромывистая	228	202	12,9
	Труднопромывистая	227	221	2,7
ДЗ-11П	Весьма легкопромывистая	353	319	10,6
	Легкопромывистая	388	361	7,4
	Среднепромывистая	450	462	2,6
	Труднопромывистая	433	421	2,9
ДЗ-113	Весьма легкопромывистая	511	493	3,7
	Легкопромывистая	612	551	11,1
	Среднепромывистая	689	675	2,1
	Труднопромывистая	645	651	1,0

Теоретические и экспериментальные данные величины равнодействующей сопротивления продвижению ППС не отличаются более чем на 15,1 %, что доказывает достаточно высокую сходимость экспериментальных и расчетных данных.

Также в процессе экспериментальных исследований посредством горизонтальных тяг тензометрической подвески измерительного ковша фиксировалось сопротивление копания. Сопротивление копания F_k моделью ковша скрепера зависит от расположения задней стенки, т.е. удлинения ковша. При копании моделью удлиненного ковша сопротивление копания значительно меньше, чем при копании моделью существующего ковша. При выемке легкопромывистой минеральной массы сопротивление копания снижается на 9...14 %, среднепромывистой минеральной массы – на 15...26 %, а труднопромывистой – на 21...37 %. Снижение сопротивления обусловлено удлинением ковша, в данном случае задняя стенка удалена настолько, что стружка, проникающая внутрь ковша, практически не воздействует на нее. При включении в работу ППС (т. А рисунок 5.17а кривая 3) сопротивление копания некоторое время продолжает расти (стенка движется вниз, а минеральная масса продолжает поступать в ковш) и достигает первого максимума значений F_k (т. Б рисунок 5.17а). После этого значение F_k резко снижается, так как ППС освобождает переднюю часть ковша. Затем по мере поступления минеральной массы в ковш F_k вновь начинает возрастать, достигая максимальных значений т. С.



а – изменение сопротивления копания F_k от пути набора минеральной массы L_n ; б – изменение удельной энергоёмкости E заполнения ковша от его вместимости V_k^n ; 1- модель существующего ковша; 2- модель удлиненного ковша; 3- модель удлиненного ковша, оборудованного ППС

Рисунок 5.17 – Копание среднепромывистой минеральной массы моделями ковша скрепера ДЗ-11П

По данным экспериментальных исследований рассчитана удельная энергоёмкость E процесса наполнения моделей ковшей скреперов. С увеличением вместимости ковша E , отнесенная к V_k^H , на всех типах минеральной массы возрастает. Это связано с тем, что срезанную ножом минеральную массу с увеличением длины и вместимости ковша необходимо перемещать на большие расстояния. Наибольшую E имеют существующие ковши, заполняющиеся только за счет тягового усилия (рисунок 5.17б). Удлиненные ковши, заполняющиеся только за счет тягового усилия, имеют E на 14,7...37,1 % меньше, чем существующие ковши равной вместимости. Удельная энергоёмкость заполнения удлиненного ковша, оборудованного ППС, меньше, чем у существующего ковша равной вместимости при работе с весьма легкопромывистой и легкопромывистой минеральной массой на 12,5...19,7 %, при работе со средне и труднопромывистой минеральной массой на 24,7...35,4 %. Некоторое увеличение удельной энергоёмкости копания удлиненным ковшом с ППС (на 2,5...10,7 % в сравнении с заполнением удлиненного ковша только за счет тягового усилия), обусловлено затратами энергии на привод ППС.

Таким образом, применение колесного скрепера с комбинированным рабочим оборудованием позволит существенно увеличить эффективность выемки минеральной массы при разработке золотосодержащих россыпей. Использование предложенного технико-технологического решения, предполагающего селективную выемку минеральной массы, также может быть использовано при разработке россыпных месторождений патины, олова, вольфрама и редкоземельных металлов.

5.4 Обоснование адаптивной технологии разработки глубокозалегающих сложноструктурных россыпей с различными формами нахождения золота

Эффективность разработки глубокозалегающих сложноструктурных россыпей может быть повышена за счет сокращения трудоемкости и себестоимости работ, а также увеличения извлечения металла из недр, что возможно обеспечить путем применения комбинированных технологических схем [19, 55]. Так в работе [19] предлагается способ освоения россыпей, позволяющий снизить объем перемещаемой горной массы, заключающийся во вскрытии продуктивного пласта разрезной траншеей с размещением в ней гидроэлеватора и пульпопровода, проходке установкой направленного горизонтального бурения пионерной скважины с поверхности через продуктивный пласт к дну разрезной

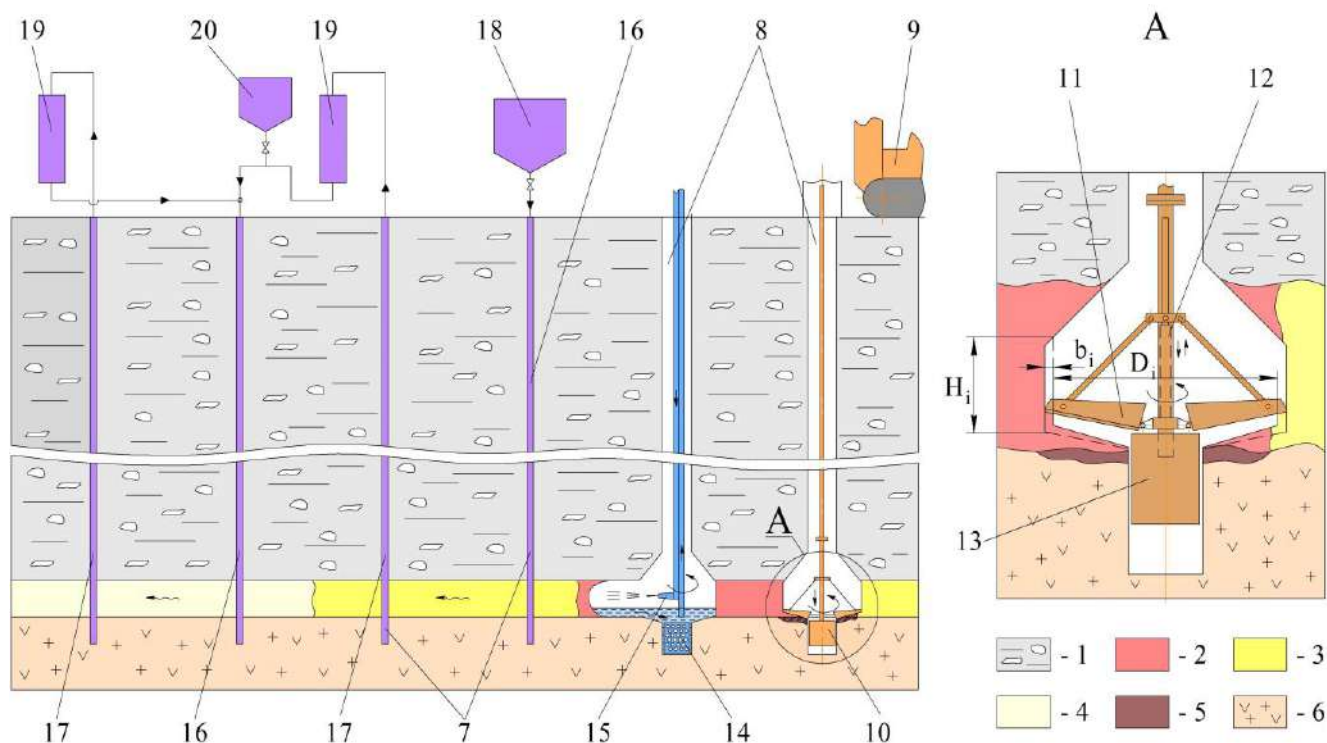
траншеи. После расширения скважины посредством обратного бурения в ней размещается гидромонитор и трубопровод для подачи воды с дневной поверхности. Размытые гидромонитором при отступающей выемке пески продуктивного пласта в потоке пульпы стекают по днищу формируемой выработки в зумпф, расположенный в разрезной траншее, откуда пульпа гидроэлеватором транспортируется по пульпопроводу на поверхность к промывочным приборам. Известны комбинированные технологии отработки россыпей, совмещающие скважинную гидродобычу и скважинное выщелачивание [12, 198], при этом скважинному выщелачиванию подвергаются участки продуктивного пласта с песками, содержащими преимущественно мелкое, «тонкое» и дисперсное золото, а посредством скважинной гидродобычи ведется подъем песков, содержащих преимущественно гравобогатимое золото. Недостатком способов [12, 18] являются существенные потери металла при гидроразмыве и подъеме богатых песков, содержащих крупное золото и самородки.

Необходимо отметить, что в связи с неравномерностью сосредоточения запасов сложноструктурных пластов в относительно небольших объемах песков может находиться существенная часть золота. Так исследования [306] показали, что на одном из участков Куранахского золотороссыпного месторождения в 1,9 % объема песков содержится около 19 % металла. На глубокозалегающем участке «Верхний» золотороссыпного месторождения руч. Большой Ельник в 4,9 % богатых песков с содержанием золота более 4 г/м³, содержится около 30 % металла (параграф 5.1 диссертации). В связи с этим, может быть целесообразной опережающая локальная механическая выемка наиболее богатых песков. Известен способ разработки россыпей, заключающийся в расширении шнеком на всю глубину скважин, выявивших в ходе эксплуатационной разведки зоны богатых песков, содержащих крупное самородное золото, с последующим дополнительным расширением данных скважин специальным цилиндрическим ковшом на уровне залегания продуктивного пласта с локальной выемкой богатых песков, их подъемом на поверхность и подачей на промывку, а также отработку оставшихся песков продуктивного пласта с применением технологии скважинного выщелачивания [251]. Недостатками данной технологии являются отсутствие уточненных данных по контурам зон богатых песков, оставление существенной части богатых песков в недрах, невозможность вести выемку богатых песков из неровностей и трещин плотика, существенные потери

металла из-за неполного растворения относительно крупных золотинок, содержащихся в рядовых песках и оставшейся в недрах части богатых песков.

Таким образом, вопрос совершенствования технологии комбинированной разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпных месторождений золота является актуальным. Дополнительно повысить извлечение металла при добыче и переработке песков глубокозалегающей россыпи возможно путем уточнения контуров зон богатых песков, подбора комплекса оборудования для обеспечения их качественной опережающей выемки, отработки зон рядовых и бедных песков с применением технологии скважинного выщелачивания растворами с регулируемыми концентрациями, обеспечивающими относительно высокое извлечение золота.

В Институте горного дела ДВО РАН с участием диссертанта разработана адаптивная технология разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпей, обеспечивающая повышение точности оконтуривания и увеличение полноты извлечения золота из недр [251]. В ходе эксплуатационной разведки глубокозалегающего продуктивного пласта осуществляется бурение разведочных скважин 7 с заглублением в плотик 6 с выявлением зон богатых 2, рядовых 3 и бедных 4 песков (рисунок 5.18). При выявлении богатых песков, существенная часть металла в которых представлена относительно крупными золотишками размером более 1,5-2 мм, осуществляется вторая стадия эксплуатационной разведки со сгущением сети скважин и уточнением контуров зон богатых песков 2. Опережающая выемка богатых песков с относительно крупным самородным золотом ведется механическим способом путем первичного расширения разведочной скважины 7 на всю глубину с применением шнека большого диаметра (на рисунке 5.18 не показан). После чего шнек на штанге буровой установки 9 заменяется на дистанционно управляемый выемочный модуль 10, осуществляющий повторное расширение скважины 8 на горизонте продуктивного пласта. Выемочный модуль 10 включает режущие элементы 11 с тягами и подвижной втулкой, накопитель 13, а также пустотелую направляющую, внутри которой размещен гидроцилиндр 12 поворота режущих элементов. При погружении или подъеме выемочного модуля 10 гидроцилиндр 12 полностью выдвинут, подвижная втулка поднята в крайнее верхнее положение, а тяги и режущие элементы 11 вытянуты вдоль пустотелой направляющей.



1 - торфа; 2, 3, 4 – зоны, соответственно, богатых, рядовых и бедных песков; 5 – зона плотика обогащенная золотом; 6 – плотик; 7 – разведочные скважины; 8 – расширенные скважины; 9 – буровая установка; 10 – выемочный модуль; 11 – режущие элементы; 12 – гидроцилиндр поворота режущих элементов; 13 – накопитель; 14 – коллектор; 15 – погружной гидромонитор; 16 – закачные скважины; 17 – откачные скважины; 18 – емкость с раствором повышенной концентрации; 19 – сорбционные колонны; 20 – емкость с комплексообразователем

Рисунок 5.18 – Схема адаптивной технологии разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпей

После достижения выемочным модулем 10 горизонта продуктивного пласта гидроцилиндр 12 частично втягивается, подвижная втулка начинает опускаться, при этом режущие элементы 11 посредством тяг поворачиваются, одновременно осуществляется вращение выемочного модуля 10 на штанге с его медленным погружением. Повторное расширение скважины 8 производится тонкими вертикальными слоями, толщина которых определяется из условия заполнения накопителя 13 при перемещении выемочного модуля 10 в пределах мощности продуктивного пласта:

$$b_i = \frac{1}{2} \left(\sqrt{\frac{4V_B}{\pi H_i K_p} + D_i^2} - D_i \right), \quad (5.14)$$

где V_B - объем накопителя, м³;

H_i - высота участка повторно расширяемой скважины с учетом геометрии перемещения режущих элементов, м;

D_i - текущий диаметр повторно расширяемой скважины, м;

K_p - коэффициент разрыхления песков.

Поднимаемые в накопителе на поверхность богатые пески контролируются по содержанию и крупности полезного компонента. Повторное расширение скважины продолжается до снижения качества извлекаемой минеральной массы до установленного уровня. Производительность буровой установки ($\text{м}^3/\text{ч}$) по извлечению богатых песков при расширении скважин определяется по формуле:

$$\Pi = \frac{60V_B K_n K_g}{(t_{oi} + t_{нови} + t_p + t_{ni} + t_g) K_p}, \quad (5.15)$$

где K_n - коэффициент заполнения накопителя;

K_g - коэффициент использования буровой установки по времени;

t_{oi} , t_{ni} - соответственно, время подъема и опускания выемочного модуля в зависимости от глубины нахождения продуктивного пласта, мин;

$t_{нови}$ - время поворота режущих элементов в рабочее и транспортное положение в зависимости от величины расширения скважины, мин;

t_p - время резания песков до заполнения накопителя, мин;

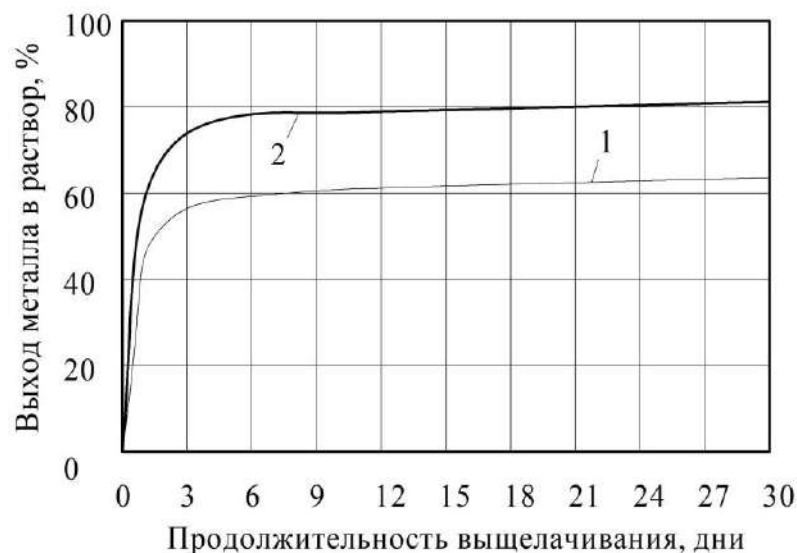
t_g - время выгрузки песка из накопителя, мин.

Для осуществления механической выемки песков можно использовать буровые установки типа Bauer, так установка Bauer MBG-12 при массе 34,5 т имеет максимальный диаметр бурения шнеком 1,3 м на глубину до 36 м, данное оборудование с 2006 года выпускается в г. Курган [296]. Предварительные расчеты показывают, что производительность буровой установки Bauer MBG-12, оснащенной выемочным модулем предлагаемой конструкции, при разработке продуктивного пласта, залегающего на глубине 35 м при максимальном диаметре повторно расширяемой скважины равном 3,5-4 м, составит до 18-20 $\text{м}^3/\text{час}$. После выемки богатых песков производится отработка зона плотика, обогащенная золотом, поднятое минеральное сырье направляется на обогащение с извлечением золота гравитационным или флотогравитационным способом.

Для выемки оставшихся богатых песков в ранее сформированных полостях размещают коллекторы 14 с перфорированными стенками, а также погружные гидромониторы 15 и водными струями перемещают минеральную массу богатых песков с осаждением и накоплением внутри коллекторов 14 крупнозернистого золота и шлиховых материалов (рисунок 5.18). Коллекторы 14 периодически поднимают на поверхность для извлечения крупнозернистого золота. Добытые механическим и гидравлическим способом богатые пески направляются на многостадийное обогащение, обеспечивающее наиболее полное извлечение гравобогатимого золота, при этом хвосты обогащения, содержащие недоизвлеченное «тонкое» и дисперсное золото, подаются в сформированные полости пласта песков для последующего выщелачивания и закладки выработанного пространства.

После опережающей выемки обогащенных участков россыпи осуществляется подготовка оставшейся части залежи к скважинному выщелачиванию путем вскрытия продуктивного пласта песков закачными 16 и откачными 17 скважинами. Для повышения эффективности скважинного выщелачивания при отработке участков рядовых песков, содержащих преимущественно среднеразмерное и мелкое золото, через закачные скважины подается активированный гипохлоритно-хлоридный раствор с повышенной концентрацией комплексообразователей для золота [319]. Продуктивный раствор, поднятый через откачные скважины на дневную поверхность, подается к сорбционным колоннам 19.

Исследования с участием автора, проведенные под руководством д.т.н. Секисова А.Г. и д.т.н. Рубцова Ю.И. по выщелачиванию золотосодержащих песков активированными растворами показали возможность существенного повышения извлечения металла (на 17-20 %) за счет интенсивного окисления минеральных матриц, содержащих инкапсулированное и дисперсное золото (рисунок 5.19) [155, 251]. Для выщелачивания участков бедных песков, содержащих преимущественно мелкое, «тонкое» и дисперсное золото, предлагается использовать маточный раствор, реактивированный и доукрепленный комплексообразователем.



1 – хлоридный раствор; 2 – гипохлоритно-хлоридный раствор, полученный в электрофотохимическом реакторе

Рисунок 5.19 – Графики зависимости извлечения золота из песков в продуктивный раствор от продолжительности выщелачивания

Проведенные сравнительные технико-экономические расчеты обработки сложно-структурного глубокозалегающего пласта месторождения руч. Большой Ельник с применением различных технологий подтвердили существенное преимущество предлагаемой адаптивной технологии. Так механическая выемка основного объема богатых песков, содержащих относительно крупное самородное золото с применением бурового агрегата, оборудованного выемочным модулем, позволит существенно сократить потери и достичь сквозного извлечения металла 77,9 % в сравнении с 72,1 % при скважинной гидродобыче. А с учетом переработки хвостов промывки богатых песков посредством выщелачивания сквозное извлечение металла поднимется до 82,9 %. Наличие скважин, оставшихся после механической выемки, позволит существенно уменьшить расходы для организации последующей скважинной гидродобычи оставшихся объемов богатых песков. За счет максимального сквозного извлечения металла предлагаемая адаптивная технология обеспечит снижение удельной себестоимости золота, так если при обработке рассматриваемого участка глубокозалегающей россыпи удельную относительную стоимость металла при скважинной гидродобыче принять равной 100 %, то аналогичный показатель при скважинном выщелачивании равен 90,8 %, а при использовании предлагаемой комбинированной технологии – 81,2 %.

Таким образом, применение комбинированных технологий при разработке сложноструктурных россыпей, учитывающих содержание металла, крупность золотин, а также возможность переработки части хвостов промывки, позволит существенно увеличить извлечение металла и снизить его удельную себестоимость. Данное технико-технологическое решение возможно использовать также при разработке месторождений платины.

Выводы по главе 5

1. Проведенная автором оценка изменчивости качественных характеристик песков продуктивных пластов россыпных месторождений и определение их влияния на показатели извлечения полезных компонентов однозначно показала необходимость внедрения технологий, реализующих селективную выемку богатых песков с последующей отдельной переработкой разносортного минерального сырья, включая схемы многостадийного обогащения.

2. На основе проведенного анализа технических средств, задействованных при разработке россыпных месторождений золота в Дальневосточном регионе, а также оценки эффективности специальных технологий освоения россыпных месторождений, разработан алгоритм выбора последовательности отработки сложноструктурных россыпных месторождений с учетом возможности опережающей селективной выемки включений богатых песков, содержащих преимущественно гравииобогатимое золото, с применением усовершенствованных технических средств.

3. Обоснована комбинированная технология открытой разработки россыпных месторождений с выемкой богатых песков усовершенствованными колесными скреперами с интенсификаторами загрузки, обеспечивающими уменьшение пересортицы богатых песков с рядовыми в 1,3...1,5 раза в сравнении с бульдозерной выемкой и штабелированием.

4. Проведены теоретические и экспериментальные исследования по наполнению моделей ковшей колесных скреперов с применением интенсификатора типа промежуточной подгребающей стенки с определением сопротивления перемещению и мощности потребной для привода интенсификатора при работе с различными типами минеральной массы. Решение целевой функции позволило определить величину оптимального удли-

нения ковша, оборудованного интенсификатором загрузки, составившего для различных моделей колесных скреперов 1,57-1,83 раза.

5. Предложена адаптивная технология разработки глубокозалегающих сложно-структурных россыпей с различными формами нахождения золота с применением опережающей выемки богатых песков и дифференцированного скважинного выщелачивания участков рядовых и бедных песков растворами с регулируемыми концентрациями, обеспечивающая увеличение сквозного извлечения металла на 8-12 % в сравнении с технологиями скважинной гидродобычи и скважинного выщелачивания. Установлено, что выщелачивание песков наислороженным хлоридным раствором позволяет увеличить выход металла в раствор на 17-20 % в сравнении с традиционным хлоридным раствором.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований разработаны новые научно обоснованные технологические решения по развитию геотехнологий разработки сложноструктурных месторождений, внедрение которых вносит существенный вклад в повышение эффективности их освоения.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований заключаются в следующем.

1. Обоснована система показателей оценки сложности внутренней структуры рудных включений, учитывающих условия залегания рудных тел, физико-механические свойства горных пород, содержание полезного компонента, соотношение площадей или объемов, ориентировки контуров внутренних включений относительно контуров рудной зоны их абсолютных и относительных размеров с учетом широкого спектра средств механизации и требований технологического цикла переработки.

2. Предложен критерий оценки эффективности разработки сложноструктурного рудного месторождения с использованием комбинированных схем переработки, позволяющий определять оптимальные границы содержания полезного компонента для выделения технологических свойств руд и представляющий собой суммарный максимальный чистый дисконтированный доход, получаемый за весь период эксплуатации месторождения с учетом возможности последующей переработки хвостов обогащения и кеков металлургического передела богатых руд.

3. Научно обоснованы и экономически оценены технологические схемы добычи и рудоподготовки, предполагающие выделение из общей рудной массы составляющих повышенной и пониженной ценности, для их последующей переработки по различным технологиям совместно с сортами руд соответственно более высокого или более низкого качества при обеспечении их технологической совместимости, что позволит повысить извлечение металла при переработке руды на 4-10 %.

4. Разработаны блок-схемы алгоритмов выбора последовательности разработки рудных и россыпных сложноструктурных месторождений с учетом таких параметров как коэффициент вскрыши, мощность залежи, содержание полезного компонента, проч-

ность руды и возможность ее дезинтеграции, размеры богатых включений, крупность рудных минералов и др.

5. Обоснована адаптивная технология выемки руд сложноструктурного месторождения штокверкового типа с уточнением в плане и по вертикали контуров включений богатых руд, их предварительное разупрочнение с применением раствора ПАВ со снижением прочности на одноосное сжатие на 21-42 % и одноосное растяжение на 26-41 % с переводом в класс легко разрушаемых скальных пород с последующим рыхлением гидромолотом и выемкой грейферным оборудованием.

6. Определены область и границы эффективного применения адаптивных технологий разработки (доработки) маломощных рудных тел, а также предложены технико-технологические решения по внутрисортовой селекции особо ценного минерального сырья из обогащенных зон залежей, позволяющие снизить пересортицу руд и повысить сквозное извлечение полезного компонента на 4-7 %.

7. Обоснована возможность повышения производительности открытых горных работ при механической выемке пород сложноструктурных месторождений с прочными включениями за счет применения адаптивной технологии при использовании усовершенствованной машины послойного фрезерования, снабженной оборудованием для нарезания щелей и пропитки нижележащего слоя массива раствором ПАВ для его предварительного разупрочнения, что обеспечивает повышение технической производительности оборудования при выемке прочных включений на 50...70 %.

8. Предложено технико-технологическое решение по оснащению карьерного комбайна накопительным бункером, устанавливаемым между перегрузочным транспортером и разгрузочным конвейером, обеспечивающее безостановочную работу комбайна при обмене автосамосвалов под погрузкой и увеличение производительности выемки в среднем на 12-15 %.

9. Обоснована технология открытой разработки россыпных месторождений с селективной выемкой и отдельной переработкой разносортных песков, обеспечивающая увеличение извлечения металла на 5...14 %. Опережающая селективная выемка богатых песков ведется усовершенствованным колесным скрепером, обеспечивающим уменьшение пересортицы богатых и рядовых песков, а также снижение себестоимости выемочно-транспортных работ.

10. Научно обоснованы параметры усовершенствованных колесных скреперов с удлиненным в 1,57...1,83 раза ковшем, оборудованным интенсификатором загрузки в виде промежуточной подгребающей стенки, обеспечивающим повышение коэффициента заполнения ковша песками. Предложены схемы к определению сопротивления перемещению интенсификатора при загрузке ковша скрепера.

11. Предложена адаптивная технология разработки глубокозалегающих россыпей с применением опережающей выемки богатых песков агрегатом для расширения скважин и дифференцированного скважинного выщелачивания участков рядовых и бедных песков растворами с различными концентрациями, обеспечивающая увеличение сквозного извлечения металла на 8-12 % в сравнении с технологиями скважинной гидродобычи и скважинного выщелачивания. Установлено, что выщелачивание песков окислорожденным хлоридным раствором позволяет увеличить выход металла в раствор на 17-20 % в сравнении с традиционным хлоридным раствором.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Абрамов, А. А. Пути повышения комплексности использования руд цветных металлов на основе совершенствования технологий их обогащения/ А. А. Абрамов // Недропользование XXI век. – 2007. – № 5. – С. 74-80.
2. Авторское свидетельство № 1120104 СССР. Способ формирования качества руд при добыче и рудоскат для его осуществления / В. А. Шестаков, В. А. Хакулов, Г. А. Семочкин // Оpubл. 23.10.1984. – Бюл. № 39.
3. Авторское свидетельство № 1659650 СССР. Электротермомеханический породоразрушающий орган проходческого комбайна / С. М. Цыганенко, Л. Б. Глатман, Л. М. Блинов // Оpubл. 30.06.1991. – Бюл. № 24.
4. Авторское свидетельство № 1721238 СССР. Способ комбайновой отбойки терморазрушаемых руд и комбайн для его осуществления / М. В. Рыбин, В. А. Кондаков, В. В. Кузнецов [и др.] // Оpubл. 23.03.1992. Бюл. – № 11.
5. Агошков, М. И. Экономика горнорудной промышленности / М. И. Агошков, Е. Л. Гольдман, Н. А. Кривенков. – Москва : Недра, 1986. – 264 с.
6. Аксенов, В. В. Определение силовых и кинематических параметров исполнительных органов геолода методом имитационного моделирования / В. В. Аксенов, А. А. Хорешок, К. А. Ананьев, А. Н. Ермаков // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – №1. – С. 77-82.
7. Алексеев, В. С. Повышение извлечения мелкого золота на промывочном приборе шлюзового типа / В. С. Алексеев, Р. С. Серый, А. А. Соболев // Обогащение руд. – 2019. – № 5. – С. 13-18.
8. Анистратов, К. Ю. Безвзрывная выемка полускальных пород на карьерах стройматериалов гидравлическими экскаваторами фирмы Liebherr / К. Ю. Анистратов // Горная промышленность. – 1998. – № 2. – С. 41-45.
9. Анистратов, Ю. И. Справочник по открытым горным работам / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов, М. И. Щадов: – Москва : НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с.
10. Анистратов, Ю. И. Эффективность открытой разработки месторождений по природно-технологическим зонам / Ю. И. Анистратов, Л. В. Борщ-Компониец, К. Ю. Анистратов // Горный журнал. – 1990. – № 8. – С. 19-24.

11. АО «Прииск Соловьевский» - современное состояние крупнейшего в России дражного флота // Золото и технологии. – 2024. – №2. – С. 86-89.
12. Аренс, В. Ж. Опыт разработки погребенных многолетнемерзлых россыпей золота скважинной гидродобычей / В. Ж. Аренс, М. И. Фазлуллин, А. С. Хрулев, Г. Х. Хчеян // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 1. – С. 26-35.
13. Аристов, И. И. Совершенствование методик нормирования и учета потерь и разубоживания руды при разработке сложноструктурных месторождений / И. И. Аристов, С. К. Рубцов // Недропользование - XXI век. – 2006. – № 1. – С. 28-36.
14. Арсентьев, А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А. И. Арсентьев. – Москва : Недра, 1981. – 280 с.
15. Атлас многофакторных моделей золоторудных месторождений Дальнего Востока / А.П. Ван-Ван-Е, И.С. Пельцман, Е.А. Орлова [и др.] – Хабаровск, Издательство ДВИМС, 2000. 202 с.
16. Афендиктов, В. С. Механизация проведения подготовительных выработок за рубежом / В. С. Афендиктов, А. А. Топорков, А. Н. Чеботарева. – Москва : ЦНИЭИ-уголь, 1989. – 98 с.
17. Бабич, И. Н. Новые возможности оценки контрастности руд в недрах / И. Н. Бабич // Рациональное освоение недр. – 2020. – № 6. – С. 38-46.
18. Багазеев, В. К. Оценка попутной концентрации тяжелых минералов при гидротранспорте пульпы в трубопроводе / В. К. Багазеев, И. С. Бойков, Н. Г. О. Валиев, И. Л. Здоровец // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2019. – № 7. – С. 25-33.
19. Багазеев, В. К. Разработка россыпей направленным бурением скважин / В. К. Багазеев, Н. Г. О. Валиев, В. А. Старцев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 3. – С. 135-144.
20. Батралиев, Р. Ш. Принципиальная структура оперативной информационно-управляющей системы для стабилизации качества рудопотоков / Р. Ш. Батралиев, А. В. Охрименко, Н. А. Туртыгина // Горный журнал. – 2022. – № 10. – С. 91-96.
21. Батугин, С. А. Теоретические основы опробования и оценки запасов месторождений / С. А. Батугин, Е. Д. Черный. – Новосибирск : Наука, 1998. – 344 с.
22. Батугина, Н. С. Оценка влияния количества горной массы на единицу металла на эффективность освоения россыпных месторождений золота / Н. С. Батугина,

Е. А. Хоютанов, С. М. Ткач // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12-1. – С. 39-47.

23. Башмачников, А. Производство золота в России – итоги 2021 года / А. Башмачников // Золото и технологии. – 2022. – № 2. – С. 18-22.

24. Билибин Ю. А. Основы геологии россыпей / Ю. А. Билибин. – Москва : АН СССР, 1955 – 472 с.

25. Богданов, Е. И. Оборудование для транспорта и промывки песков россыпей / Е. И. Богданов. – Москва : Геомар Недр, 1978 – 240 с.

26. Боголюбов, Б. П. Раздельная разработка месторождений сложного состава / Б. П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев. – Москва : Недра, 1964. – 167 с.

27. Брюховецкий, О. С. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых / О. С. Брюховецкий, Ж. В. Бунин, И. А. Ковалев. – Москва : Недра, 1989. – 300 с.

28. Бульбашев, А. П. «Интегрированные» технологии отработки сложноструктурных залежей открытым способом / А. П. Бульбашев, В. И. Супрун, А. Б. Билюкин // Горная промышленность. – 1998. – № 1. – С. 3-7.

29. Буткевич, Г. Р. Взрывные и безвзрывные способы разрушения скальных пород на карьерах / Г. Р. Буткевич // Строительные материалы. – 2011. – № 2. – С. 33-34.

30. Бянкин, М. А. Повышение эффективности разработки глубокозалегающих россыпей с «тонким» золотом / М. А. Бянкин // Недропользование XXI век. – 2023. – № 1-2. – С. 96-99.

31. Валиев, Н. Г. Оценка возможности применения и режимов работы карьерных комбайнов при разработке месторождений мрамора / Н. Г. Валиев, И. Н. Сандригайло, С. А. Арефьев, С. И. Чеботарев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 2. – С. 88-99.

32. Ван-Ван-Е, А. П. Атлас многофакторных моделей оловорудных месторождений Дальнего Востока / А. П. Ван-Ван-Е, Т. А. Орлова, И. С. Пельцман. – Хабаровск : Дальаэрогеодезия, 1992. – 168 с.

33. Викторов, С. Д. К теоретическим предпосылкам действия взрыва при крупномасштабном и селективном взрывании горных пород в сложных условиях / С. Д. Викторов, В. М. Закалинский, А. А. Осокин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 6. – С. 79-86.

34. Волченко, Г. Н. Геомеханическое обоснование ресурсосберегающих вариантов разработки рудных месторождений системой этажного принудительного обрушения / Г. Н. Волченко, В. М. Серяков, В. Н. Фрянов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 4. – С. 144-154.
35. Воронов, Е. Т. Минералосберегающая геотехнология добычи ценного самоцветного минерального сырья / Е. Т. Воронов, П. Б. Авдеев, И. А. Бондарь // Безопасность жизнедеятельности. – 2017. – № 12. – С. 28-33.
36. Гавришев, С. Е. Концепция устойчивого функционирования и развития горнотехнических систем в переходные периоды / С. Е. Гавришев, К. В. Бурмистров, Н. А. Осинцев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 3. – С. 145-160.
37. Галченко, Ю. П. Технические и экологические аспекты развития геотехнологий с избирательной выемкой полезного ископаемого / Ю. П. Галченко // Экологические системы и приборы. – 2017. – № 12. – С. 46-52.
38. Гамбаль, М. Ю. Новые технологии на вооружении службы главного геолога по уменьшению потерь и разубоживания за счёт фактического измерения перемещения рудных тел при производстве взрывных работ в карьере. Опыт применения на месторождении «Павлик» / М. Ю. Гамбаль, А. С. Ручка, Р. А. Исмаилов // Золото и технологии. – 2021. – № 3. – С. 114-120.
39. Глотов, В. В. Экономический потенциал мелких месторождений на рынке минерального сырья / В. В. Глотов // Записки Горного института. – 2005. – Т. 161. – С. 105-109
40. Голдырев, В. Н. Геологические особенности и перспективы использования хвостов обогащения руд эпитермальных месторождений золота / В. Н. Голдырев, В. А. Наумов, К. И. Горяков // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2026. – № 1. – С. 16-26.
41. Голик, В. И. Концепция модернизации технологий подземной добычи руд / В. И. Голик, В. Х. Дзапаров, Г. З. Харебов // Вестник Кемеровского государственного университета. Серия: Биологические, технические науки и науки о Земле. – 2017. – № 2. – С. 37-45.

42. Голик, В. И. Упрочнение ресурсной базы металлургии комбинированием технологий добычи руд / В. И. Голик, А. В. Титова // Горная промышленность. – 2022. – № 5. – С. 105-111.
43. Голик, В. И. Экспериментальное исследование качества дробления руд для подземного выщелачивания / В. И. Голик, Ю. И. Разоренов, В. И. Комащенко, О. Г. Бурдзиева // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2021. – Т. 332. – № 6. – С. 160-166.
44. Горбачева, В. Д. Оценка качества медно-никелевых руд Талнахского месторождения / В. Д. Горбачева, С. В. Чмыхалова // Горный журнал. – 2023. – № 6. – С. 68-72.
45. Гордеев, Д. В. Переработка углеродистых золотосодержащих концентратов методом автоклавного окисления с добавлением азотной кислоты в качестве вторичного окислителя / Д. В. Гордеев, И. В. Фоменко, Я. М. Шнеерсон, Г. В. Петров // Обогащение руд. – 2023. – № 5. – С. 18-24.
46. Горлов, Ю. В. Методика расчета зоны переизмельчения горных пород вокруг скважинного заряда / Ю. В. Горлов, В. Н. Игнатов, Д. Ю. Горлов, И. Ю. Шум // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 2. – С. 75-79.
47. Горный комбайн Wirtgen 2200SM на Николаевском цементном заводе / М. Пихлер, И. И. Огоновский, Ю. Б. Панкевич [и др.] // Горная промышленность. – 2008. – № 6. – С. 48-52.
48. Гуревич, Л. Х. Опытные-промышленные испытания скважинного подземного выщелачивания россыпного золота / Л. Х. Гуревич, С. Н. Тимощенко, Е. Т. Воронов // Горный журнал. – 2011. – № 3. – С. 45-48.
49. Дементьев, В. Е. Разработки АО «Иргиредмет» по извлечению ценных компонентов из техногенного сырья / В. Е. Дементьев, Г. И. Войлошников, Ю. О. Федоров // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 418-427.
50. Дребенштедт К., Песслер С. Методика расчета для горных комбайнов // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників – 2006». – Д: Національний гірничий університет. – 2006. – С. 26-32.

51. Дмитриев, С. В. Вещественный состав и технология сухого обогащения апатитовой руды Ошурковского месторождения / С. В. Дмитриев, Е. Л. Котова, А. О. Мезенин // Обогащение руд. – 2016. – № 2. – С. 9-13.

52. Должиков, В. В. Влияние интервалов замедления на амплитуды волн напряжений при изучении модели взрыва системы скважинных зарядов / В. В. Должиков, Д. Э. Рядинский, А. А. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022 – № 6-2. – С. 18—32.

53. Доможиров, Д. В. К вопросу повышения эффективности добычи и переработки минерального сырья за счет управления параметрами буровзрывных работ для достижения требований к качеству / Д. В. Доможиров // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2023. – Т. 21. – № 1. – С. 5-14.

54. Дорош, Е. А. Оценка трудоемкости разработки запасов по плану россыпи / Е. А. Дорош, Б. Л. Тальгамер // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2023. – № 5. – С. 49-59.

55. Дробаденко, В. П. Расширение сырьевой базы благородных металлов на основе новых гидротехнологий / В. П. Дробаденко, Н. Г. Малухин, О. А. Луконина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 1. – С. 146-148.

56. Дронов, Н. В. Дифференцированное оконтуривание и оценка запасов рудных месторождений / Н. В. Дронов. – Фрунзе : Илим, 1988. – 120 с.

57. Ермаков, С. А. Анализ применяемых способов разработки и оборудования на россыпных месторождениях Якутии / С. А. Ермаков, А. В. Потехин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № S7. – С. 218-224.

58. Ермаков, С. А. К вопросу разработки сложноструктурных золотороссыпных месторождений Якутии / С. А. Ермаков, А. М. Бураков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 2. – С. 123-131.

59. Ермаков, С. А. Минимизация объемов переработки золотосодержащих песков россыпных месторождений Якутии по критерию предельной крупности некондиционного сырья / С. А. Ермаков, А. М. Бураков, И. С. Касанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 4. – С. 138-149.

60. Ермаков, С. А. Оценка эффективности применения комбайнов Wirtgen на Эльгинском каменноугольном месторождении / С. А. Ермаков, А. П. Иль, Д. В. Хосоев // Горная промышленность. – 2018. – №6. – С. 77-79.
61. Ермолов, В. А. Комплексные оценки оруденения при разработке рудных месторождений / В. А. Ермолов, Т. В. Тищенко // Научный вестник Московского государственного горного университета. – 2011. – № 3. – С. 17-35.
62. Ермошкин, Д. Н. Обоснование применения геотехнологий в неоднородной геомеханической среде золоторудного месторождения Джамгыр / Д. Н. Ермошкин, Н. Н. Ермошкин, К. З. Курманалиев, В. А. Мансуров // Горный журнал. – 2023. – № 1. – С. 138-143.
63. Жабоев, М. Н. Технология разработки месторождения на основе сортировки некондиционных и ранее потерянных руд / М. Н. Жабоев, Г. А. Семочкин, Г. Ф. Каган, Ю. И. Блинов // Горный журнал. – 1990. – № 9. – С. 23-25.
64. Замятин, О. В. Мелкое золото в россыпях: проблемы оценки и извлечения / О. В. Замятин, В. М. Маньков // Горный журнал. – 2011. – №4. – С. 22-26.
65. Зарубин, М. Ю. Анализ влияния технологических схем выемки горной массы на показатели качества при открытой разработке месторождений полезного ископаемого / М. Ю. Зарубин, Е. А. Фионин, Е. В. Данилец // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2013. – № 3. – С. 5-9.
66. Захаров, В. Н. Развитие научно-методических основ проектирования горно-технических систем при открытой разработке месторождений / В. Н. Захаров, М. В. Рыльникова, И. Л. Никифорова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S37. – С. 13-26.
67. Зырянов, А. Г. Состояние золотодобывающей промышленности в зарубежных странах : обзор. информ. / А. Г. Зырянов, Э. С. Ивановский. – Москва : ЦНИИЭИ цвет. мет., 1988. – 55 с. – (Экономика цветной металлургии зарубежных стран ; Вып. 4).
68. Ивашов, Н. А. Обоснование способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров / Н. А. Ивашов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2007. – № 1. – С. 9-14.
69. Изыскание путей повышения эффективности горно-металлургического производства на основе формирования требуемого уровня качества руды и концентратов, комплексного использования минерального сырья : отчет о НИР : Институт физики

и механики горных пород Академии Наук Киргизской ССР; рук. Секисов Г. В. – Фрунзе, 1984. – 120 с.

70. Инструкция по нормированию технологических потерь золота при промывке золотосодержащих песков на промывочных приборах / Вост. НИИ золота и редких металлов ; сост. Н. П. Лавров, В. В. Милентьев, Ф. Ф. Умрихин. – Магадан : Кордис, 2004. – 19 с.

71. Исследование неравномерности промышленного оруденения жильных месторождений и его влияние на эффективность разработки / под ред. А. Ф. Назарчика. – Магадан, 1976. – 144 с.

72. Испытания безвзрывной тонкослойной технологии добычных работ на Сокольско-Систовском карьере известняка / М. Пихлер, В. А. Гуськов, О. А. Галигузов [и др.] // Горная промышленность. – 2006. – № 2. – С. 23-26.

73. Кавчик, Б. К. Влияние сокращения геологических проб на результаты опробования и подсчет запасов золоторудных месторождений / Б. К. Кавчик // Недропользование XXI век. – 2020. – № 1. – С. 122-127.

74. Кавчик, Б. К. О повышении эффективности добычи россыпного золота / Б. К. Кавчик, В. Г. Пятаков // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2005. – № 3. – С. 34-44.

75. Камянский, В. Н. Исследование состояния приконтурного массива при производстве взрывных работ на карьерах / В. Н. Камянский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 7. – С. 228-234.

76. Каплунов, Д. Р. Принципы проектирования горнотехнических систем комплексного освоения рудных месторождений комбинированной геотехнологией / Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2008. – № 6. – С. 58-66.

77. Каплунов, Д. Р. Стабилизация качества руды при подземной добыче / Д. Р. Каплунов, И. А. Манилов. – Москва : Недра, 1983. – 236 с.

78. Карапетян, А. В. Состояние и перспективы развития Средне-Тиманского бокситового рудника / А. В. Карапетян // Горный журнал. – 2008. – № 7. – С. 64-66.

79. Клементьева, И. Н. Современное состояние и перспективы развития конструкций карьерных комбайнов для безвзрывной послойной выемки прочных пород /

И. Н. Клементьева, Д. А. Кузиев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 2. – С. 123-128.

80. Клепиков, В. Н. Региональные и локальные особенности концентрации самородков золота в россыпях / В. Н. Клепиков // Концентрация и рассеяние полезных компонентов в аллювиальных россыпях : тез. докл. – Якутск : ЯФ СО АН СССР, 1985. – С. 24-26.

81. Кожиев, Х. Х. Влияние показателей качества добытой руды на показатели качества обогащения / Х. Х. Кожиев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 8. – С. 27-28.

82. Колпаков, В. В. Типохимизм и минеральные ассоциации самородного золота россыпей района Култуминского Au-Cu-Fe скарнового месторождения (Восточное Забайкалье) / В. В. Колпаков, П. А. Неволько, П. А. Фоминых // Разведка и охрана недр. – 2023. – № 12. – С. 20-31.

83. Коломников, С. С. Опыт применения фрезерных комбайнов при отработке пластового месторождения фосфоритов / С. С. Коломников, Р. А. Рахманов // Горный вестник Узбекистана. – 2008. – № 2. – С. 40-46.

84. Комаров, Е. И. Возможности навесного ударно-импульсного гидрооборудования при безвзрывной отстройке крутых уступов на карьерах / Е. И. Комаров, А. С. Морохов // Маркшейдерия и недропользование. – 2016. – № 1. – С. 18-20.

85. Комогорцев, Б. В. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд / Б. В. Комогорцев, А. А. Вареничев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 2. – С. 204-218.

86. Константинов, М. М. Рудные столбы золоторудных месторождений / М. М. Константинов // Руды и металлы. – 2013. – № 4. – С. 9-18.

87. Копач, П. Применение компактного роторного экскаватора на известняковом карьере / П. Копач // Горная промышленность. – 1995. – № 2. – С. 25-27.

88. Корнилков, С. В. Оптимизация параметров карьерных грохотильно-перегрузочных пунктов для выделения продуктивных фракций минерального сырья / С. В. Корнилков, Р. С. Титов // Проблемы недропользования. – 2023. – № 3. – С. 36-46.

89. Криночкин, Л. А. Генезис Воронцовского месторождения и перспективы золотого оруденения Восточного Урала / Л. А. Криночкин, В. И. Блоков, О. К. Криночкина // Разведка и охрана недр. – 2023. – № 10. – С. 11-17.

90. Крюков, В. Г. О подготовке рудных месторождений к освоению на основе анализа рейтинговых показателей / В. Г. Крюков, М. И. Потапчук // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S24. – С. 364-372.
91. Кузнецов, В. А. Обоснование удельного расхода ВВ в условиях уступной отбойки / В. А. Кузнецов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № S7. – С. 53-63.
92. Куликов, В. И. Опыт внедрения современных технологий обогащения золотосодержащих песков на предприятиях Иркутской области / В. И. Куликов, Б. А. Байборodin, К. Л. Ястребов // Вестник ИрГТУ. – 2003. – № 2. – С. 63-67.
93. Курбатова, В. В. Депривация механизации процессов золотодобычи в условиях Северо-Востока России / В. В. Курбатова, Е. С. Семькин, И. А. Голубев // Маркшейдерия и недропользование. – 2022. – № 6. – С. 23-32.
94. Курленя, М. В. Актуальные направления и задачи исследований освоения месторождений полезных ископаемых глубокого залегания в условиях Сибири и Дальнего Востока / М. В. Курленя // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 4. – С. 3-10.
95. Кустов, А. М. Состояние и перспективы развития минерально-сырьевой базы золотодобычи на комбинате / А. М. Кустов, С. Б. Иноземцев, А. П. Беленко // Горный журнал. – 2003. – № 8. – С. 18-25.
96. Лаврик, Н. А. Минералого-технологические особенности золота из россыпей южного склона Белой Горы (Хабаровский край) и этапы его формирования / Н. А. Лаврик, Н. М. Литвинова, А. В. Лаврик // Георесурсы. – 2023. – Т. 25. – № 3. – С. 198-203.
97. Лаломов, А. В. Россыпные месторождения России как источник стратегических видов минерального сырья / А. В. Лаломов, А. А. Бочнева // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2024. – № 3. – С. 5-17.
98. Латышев, М. З. Повышение качества товарной руды при отработке весьма тонких жил / М. З. Латышев // Колыма. – 1972. – № 6. – С. 30-31.
99. Латышев, О. Г. Направленное изменение фрактальных характеристик, свойств и состояния пород поверхностно-активными веществами в процессах горного производства / О. Г. Латышев, М. В. Корнилков. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2016. – 407 с.

100. Лешков, В. Г. Разработка россыпных месторождений / В. Г. Лешков. – Москва : Горная книга, 2007. – 906 с.
101. Лещинский, А. В. Выбор пути повышения производительности карьерного экскаватора / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, А. Р. Вершинина, И. Н. Белозеров // Маркшейдерия и недропользование. – 2021. – № 1. – С. 40-45.
102. Лигоцкий, Д. Н. Отработка контактных зон с использованием гидромолотов, для снижения уровня потерь полезного ископаемого / Д. Н. Лигоцкий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № S1-4. – С. 7-3.
103. Лизункин, М. В. Технологические схемы подготовки руды для блочного подземного выщелачивания при отработке месторождений Стрельцовского рудного поля / М. В. Лизункин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 3. – С. 297-305.
104. Ломоносов, Г. Г. Влияние класса крупности медно-никелевого рудного сырья и его изменчивости на показатели обогащения / Г. Г. Ломоносов, Н. А. Туртыгина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 3. – С. 104-107.
105. Ломоносов, Г. Г. Повышение извлечения мелких фракций золотосодержащих руд при подземной разработке маломощных месторождений / Г. Г. Ломоносов, С. С. Шангин, Б. В. Юсимов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № S27. – С. 12-18.
106. Ломоносов, Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче / Г. Г. Ломоносов. Москва : Недра, 1975. – 224 с.
107. Ломтадзе, В. Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород / В. Д. Ломтадзе. – Ленинград : Недра, 1972. – 312 с.
108. Лукичев, С. В. Повышение полноты извлечения и качества руд при разработке тонких пологих месторождений / С. В. Лукичев, А. Н. Любин // Проблемы недропользования. – 2016. – № 4. – С. 69-73.
109. Луняшин, П. Д. Значение россыпной золотодобычи для России. Часть 2 // Золотодобыча. – 2023. – № 8. – С. 49-53.
110. Мальский, К. С. Анализ результатов исследований по снижению прочности горных пород от серийного взрывания скважинных зарядов взрывчатых веществ / К. С. Мальский, Ю. А. Боровков // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2020. – № 1. – С. 39-45.

111. Мамаев, Ю. А. Основные геотехнологические особенности высокоглинистых золотосодержащих песков россыпей Приамурья / Ю. А. Мамаев, Н. П. Хрунина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 2. – С. 36-42.
112. Матвеев, А. И. Раздельная переработка месторождений минерального сырья с использованием передвижных модульных обогатительных установок / А. И. Матвеев, Ф. М. Федоров, В. Р. Ларионов. – Якутск : СО РАН, 2002. – 354 с.
113. Маттис, А. Р. Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых / А. Р. Маттис [и др.]; отв. ред. В. Н. Опарин – Новосибирск : СО РАН, 2007. – 337 с.
114. Мельников, Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н. В. Мельников. – Москва : Недра, 1982. – 414 с.
115. Метельский, А. А. Сокращение потерь руды и разубоживания. Опыт применения системы ВММ на АО «Полус Красноярск» / А. А. Метельский, М. Ю. Гамбаль // Золото и технологии. – 2021. – № 4. – С. 148-153.
116. Методические рекомендации по применению. Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Алмазы. – Москва, 2007. – 37 с.
117. Методические рекомендации по применению. Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Россыпные месторождения. – Москва, 2007. – 66 с.
118. Мирзеханов, Г. С. Стратифицированное золото-кварцевое оруденение углеродисто-терригенных толщ Южного Верхоянья / Г. С. Мирзеханов, З. Г. Мирзеханова. – Владивосток : ДВО АН СССР, 1991. – 128 с.
119. Мирзеханова, З. Г. Техногенные образования россыпных месторождений золота: ресурсно-экологические аспекты отработки / З. Г. Мирзеханова, Г. С. Мирзеханов, Д. И. Дебелая – Хабаровск: ДВО РАН, 2014. – 297 с.
120. Михайлов, Б. К. Инновационные технологии переработки упорных и бедных руд золота как основа рационального недропользования / Б. К. Михайлов, Г. В. Седельникова, Б. И. Беневольский, А. И. Романчук // Руды и металлы. – 2014. – № 1. – С. 5-8.
121. Монсини, К. Р. Повышение эффективности механического рыхления горных пород / К. Р. Монсини, А. О. Мазманян // Горный журнал. – 1998. – № 1. – С. 39-43.

122. Монтянова, А. Н. К вопросу автоматизации технологии закладочных работ при комбайновой отбойке руды коренных алмазных месторождений / А. Н. Монтянова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 2. – С. 343-353.
123. Мязин, В. П. Технология обогащения золотосодержащих песков / В. П. Мязин, О. В. Литвинцева, Н. И. Закиева: - Чита : ЧитГУ, 2006. – 269с.
124. Нагорнов, Д. О. Навесной модульный механизированный комплекс для добычи и первичной переработки торфа / Д. О. Нагорнов, Э. А. Кремчеев, А. В. Михайлов, А. В. Большунов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 2. – С. 243-248.
125. Наимова, Р. Ш. Перспективы использования вскрышных пород карьера Мурунтау в качестве резервного сырьевого источника / Р. Ш. Наимова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 3. – С. 117-122.
126. Новые технологические решения разработки кимберлитовых месторождений Якутии / К.В. Булатов, Ю. А. Дик, А. В. Котенков [и др.]. – Екатеринбург : Уралмеханобр, 2022. – 540 с.
127. Норов, Ю. Д. Изучение влияния водных растворов ПАВ на изменение прочности горного массива / Ю. Д. Норов, У. М. Мардонов, О. Э. Тошев // Горный журнал. – 2005. – № 3. – С. 15-16.
128. Обзор состояния и перспективы освоения золоторудных объектов южной части Дальнего Востока : отчет / рук. Мамаев Ю. А. ; исполн. Эйриш Л. В. Хабаровск : ИГД ДВО РАН, 2005. – 25 с.
129. Оганесян, Л. В. Проблема исчерпания минерально-сырьевых ресурсов земной коры / Л. В. Оганесян, Е. Г. Мирлин // Горная промышленность. – 2019. – № 6. – С. 100-105.
130. Олейник, Д. Н. Совершенствование правовых основ управления отходами недропользования в России / Д. Н. Олейник, М. В. Рыльникова, Е. Е. Швабенланд // Рациональное освоение недр. – 2024. – № 6. – С. 24-35.
131. Ордин, А. А. Обоснование параметров технологии открытого способа добычи апатитового сырья фрезерными комбайнами / А. А. Ордин, Е. Е. Швабенланд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. - № 2. – С. 80-87.

132. Ордин, А. А. Оптимизация проектной мощности золоторудного карьера на основе лагового моделирования / А. А. Ордин, И. В. Васильев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 2. – С. 71-80.
133. Оснеговский, Е. Р. Сравнение качества добычных работ при открытой разработке месторождений / Е. Р. Оснеговский // Проблемы работы карьеров Севера. – Москва, 1968. – С. 61-63.
134. Остапенко, Н. С. Причины и факторы формирования бананцев в рудных телах зоны Бахмут штокверкового золоторудного месторождения Пионер (Приамурье) / Н. С. Остапенко, О. Н. Нерода // Тихоокеанская геология. – 2023. – Т. 42. – № 3. – С. 52-71.
135. Открытые горные работы – XXI век. Справочник. / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов [и др.]; под ред. К. Ю. Анистратова. – Москва : Система максимум, 2019. Т. 1. – 640 с.
136. Открытые горные работы – XXI век. Справочник. / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов [и др.]; под ред. К. Ю. Анистратова. – Москва : Система максимум, 2019. Т. 2. – 872 с.
137. Оценка ущерба от потерь и разубоживания руды и установление их допустимого уровня / В. А. Шестаков, М. А. Яковлев, Н. В. Дронов [и др.]. – Фрунзе: Илим, 1970. – 124 с.
138. Павлов, А. М. Повышение эффективности подземной разработки тонких крутопадающих жил / А. М. Павлов, Д. С. Васильев // Горная промышленность. – 2017. – № 1. – С. 86-87.
139. Панишев, С. В. Повышение эффективности разработки вскрышных пород и углей Эльгинского месторождения Якутии путем их разупрочнения с использованием поверхностно-активных веществ / С. В. Панишев, Д. В. Хосоев, А. И. Матвеев // Горная промышленность. – 2021. – № 1. – С. 98-104.
140. Панкевич, Ю. Б. Опыт применения горных комбайнов Wirtgen Surface Miner на угольных разрезах мира / Ю. Б. Панкевич, Б. Шимм, П. Дженге // Горная промышленность. – 1999. – № 3. – С. 46-52.
141. Панкевич, Ю. Б. Применение мощных гидромолотов фирмы Krupp на безвзрывной разработке месторождений полезных ископаемых решает вопросы эколого-

гии и качества продукции / Ю. Б. Панкевич // Горная промышленность. – 1997. – № 2. – С. 45-48.

142. Панкевич, Ю. Б. Тонкослоевая выемка решает вопросы повышения качества продукции / Ю. Б. Панкевич, Г. Хартман, В. Д. Долгушин // Горная промышленность. – 1997. – № 2. – С. 10-12.

143. Патент на изобретение № 2088758 РФ. Способ выщелачивания полезных компонентов из руд / Е. М. Валаханович, А. П. Мазуркевич, Л. М. Демич, С. Б. Иноземцев. – Оpubл. 27.08.1997. – Бюл. № 29.

144. Патент на изобретение № 2373395 РФ. Способ разупрочнения разрабатываемой пористой среды / В. Н. Белобородов, А. К. Ткачук. – Оpubл. 20.11.2009. – Бюл. № 32.

145. Патент на изобретение 2602636 РФ. Способ комплексного освоения карбонатных месторождений / **А. Ю. Чебан**, Г. В. Секисов, Н. П. Хрунина. – Оpubл. 20.11.2016. – Бюл. № 32.

146. Патент на изобретение 2678344 РФ. Способ комбинированной разработки месторождений золота из россыпей и техногенных минеральных образований / А. Г. Секисов, А. В. Рассказова, Р. В. Богомяков, Н. М. Литвинова – Оpubл. 28.01.2019 – Бюл. № 4.

147. Патент на изобретение 2683288 РФ. Способ разработки рудных месторождений с селективной взрывной подготовкой и выемкой / Г. В. Секисов, И. Ю. Рассказов, **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 27.03.2019. – Бюл. № 9.

148. Патент на изобретение 2687724 РФ. Способ разработки крутопадающих месторождений твердых полезных ископаемых / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 15.05.2019. – Бюл. № 14.

149. Патент на изобретение № 2714418 РФ. Способ разработки месторождений твердых полезных ископаемых / **А. Ю. Чебан**, А. Г. Секисов, Г. В. Секисов, Н. П. Хрунина. – Оpubл. 14.02.2020. – Бюл. № 5.

150. Патент на изобретение № 2741979 РФ. Способ разработки сложноструктурных месторождений твердых полезных ископаемых / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 01.02.2021. – Бюл. № 4.

151. Патент на изобретение № 2764528 РФ. Способ разработки тонких рудных жил / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 18.01.2022. – Бюл. № 2.

152. Патент на изобретение № 2783027 РФ. Способ разработки месторождений твердых полезных ископаемых с комбинированной подготовкой горных пород к выемке / А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 08.11.2022. – Бюл. № 31.

153. Патент на изобретение № 2789769 РФ. Способ формирования отвалов с отделением обогащенной мелкой фракции / А. Ю. Чебан. – Оpubл. 09.02.2023. – Бюл. № 4.

154. Патент на изобретение № 2792623 РФ. Способ комбинированной разработки сложноструктурных месторождений / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 22.03.2023. – Бюл. № 9.

155. Патент на изобретение № 2793491 РФ. Способ разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпей / **А. Ю. Чебан**, Н. П. Хрунина, Ю. И. Рубцов. – Оpubл. 04.04.2023. – Бюл. № 10.

156. Патент на изобретение № 2809406 РФ. Способ формирования отвалов с выделением обогащенной мелкой фракций / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 11.12.2023. – Бюл. № 35.

157. Патент на изобретение № 2834737 РФ. Способ освоения сложноструктурных золотосодержащих россыпей с селективной выемкой и отдельной переработкой песков / **А. Ю. Чебан**. – Оpubл. 13.02.2025. – Бюл. № 5.

158. Пелих, В. В. Оптимизация работы модуля Conseracasia 4000 интенсивного выщелачивания ЗИФ / В. В. Пелих, В. М. Салов // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2014. – № 7. – С. 104-109.

159. Перспективы расширения сферы применения безвзрывных технологий в открытой угледобыче / Ю. И. Анистратов, Р. М. Штейнцаг, Г. Я. Воронков [и др.] // Горная промышленность. – 1998. – № 2. – С. 14-19.

160. Петров, Д. В. Опыт имитационного опробования с целью оптимизации геометрических параметров проб в условиях золоторудного месторождения / Д. В. Петров // Геология, поиски и разведка месторождений полезных ископаемых (Модели и моделирование при поисках и разведке) : сб. науч. тр. – Иркутск, 1989. – С. 108-113.

161. Пикалов, В. А. Расширение области применения комбинированной геотехнологии при отработке угольных месторождений / В. А. Пикалов, А. В. Соколовский, А. Г. Нецветаев, Д. И. Пружина // Горный журнал. – 2016. – № 5. – С. 68-72.

162. Пихлер, М. Ввод в эксплуатацию карьерного комбайна Wirtgen 2200SM в карьере Дубовецкого месторождения известняка ОАО «Ивано-Франковскцемент» / М.

Пихлер, Я. Н. Возняк, Ю. Б. Панкевич, М. Ю. Панкевич // Горная промышленность. – 2012. – № 2. – С. 107-110.

163. Пихлер, М. Комбайн Wirtgen Surface Miner 2200SM на Кувмогорском карьере известняка ОАО «Михайловский цементный завод» / М. Пихлер, В. А. Гуськов, Ю. Б. Панкевич, М. Ю. Панкевич // Горная промышленность. – 2006. – № 1. – С. 23-28.

164. Пихлер, М. Комбайны Wirtgen Surfase Miner на добыче алмазов на Аляске / М. Пихлер, Ф. Дикк, Ю. Б. Панкевич // Горная промышленность. – 2009. – № 4. – С. 14-15.

165. Пихлер, М. Комбайны Wirtgen Surfase Miner на разработке месторождений фосфоритов в Республике Узбекистан / М. Пихлер, Ю. Б. Панкевич, С. П. Леу // Горная промышленность. – 2009. – № 1. – С. 13-15.

166. Пихлер, М. Первые результаты работы горного комбайна Wirtgen 2500SM на сланцевом карьере Kivioli (Эстония) / М. Пихлер, Ю. Б. Панкевич, Д. В. Николаев // Горная промышленность. – 2006. – №3. – С. 20-22.

167. Пихлер, М. Результаты опытно-промышленных работ по тонкослоевой разработке комбайном Wirtgen 2200SM строительных известняков Пятовского месторождения / М. Пихлер, А. А. Журавлев, Ю. Б. Панкевич, М. Ю. Панкевич // Горная промышленность. – 2009. – № 1. – С. 16-20.

168. Повышение эффективности селективной выемки богатых руд путем их предварительного физико-химического разупрочнения / **А. Ю. Чебан**, А. Г. Секисов, М. И. Рассказов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 9. – С. 29-41.

169. Попов, А. Л. Зональность золоторудного месторождения «Бадран» (Восточная Якутия) / А. Л. Попов // Колыма. – 1994. – № 9-10. – С. 24-29.

170. Применение карьерного комбайна Wirtgen 2200SM при разработке Восточно-Бейского каменноугольного месторождения / Я.Ю. Ицков, С.В. Юдин, А.Н. Леоненко [и др.] // Горная промышленность. 2002. №2. С. 43-45.

171. Применение комбайна Wirtgen 2200 SM для разработки сложноструктурных угольных пластов / М. Пихлер, В. П. Смагин, П. В. Федорко [и др.] // Горная промышленность. – 2008. – № 5. – С. 30-32.

172. Применение методов физико-химического разупрочнения массивов крепких пород при работе машин типа КСМ / А.Г. Кузнецов, Р.М. Штейнцайг, Г.Я. Воронков [и др.] // Горная промышленность. – 1997. – № 4. – С. 3-7.

173. Прохоренко, Г. А. Применение кучного выщелачивания золота из руд техногенных месторождений / Г. А. Прохоренко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 3. – С. 86-88.

174. Пыталев, И. А. Основы геотехнологии при совокупном использовании природных и техногенных ресурсов / И. А. Пыталев. – Магнитогорск : МГТУ, 2020. – 80 с.

175. Ракишев, Б. Р. Формирование гранулометрического состава взорванных пород при уступной отбойке / Б. Р. Ракишев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. – № 1. – С. 41-53.

176. Рассказов, И. Ю. Анализ технической оснащенности горнодобывающих предприятий Хабаровского края и Еврейской автономной области / И. Ю. Рассказов, **А. Ю. Чебан**, В. С. Литвинцев // Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 30-34.

177. Рассказов, И. Ю. Повышение эффективности разработки сложноструктурных месторождений при опережающей выемке особо богатых руд / И. Ю. Рассказов, А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 4. – С. 5-19.

178. Рассказов, И. Ю. Разработка технологии комбинированной выемки руд сложноструктурных месторождений / И. Ю. Рассказов, А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан** // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2023. – № 4. – С. 485-496.

179. Рассказов, И. Ю. Совершенствование технологий селективной выемки разносортных руд при освоении месторождений высокоценного минерального сырья / И. Ю. Рассказов, А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан** // «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения недр»: материалы VI конф. Междунар. науч. школы акад. РАН К. Н. Трубецкого. – Москва : ИПКОН РАН, 2024. – С. 21-24.

180. Рафаилович, М. С. Крупные золоторудные штокверки Центральной Азии, ассоциирующие с гранитными плутонами / М. С. Рафаилович // Руды и металлы. – 2009. – № 3. – С. 43-53.

181. Рахимов, В. Р. Формирование минерально-сырьевых потоков при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения / В. Р. Рахимов, П. А. Шеметов, Н. П. Снитка // Горный журнал. – 2013. – № 8. – С. 20-25.
182. Рахманов, Р. А. Оценка смещений рудных контуров после взрыва с применением ВММ-системы / Р. А. Рахманов, Д. Лоеб, Н. И. Косухин // Записки Горного института. – 2020. – Т. 245. – С. 547-553.
183. Ревнивцев, В. И. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / В. И. Ревнивцев, Е. И. Азбель, Е. Г. Баранов. – Москва : Недра, 1987. – 307 с.
184. Редкие и ценные металлы в нефтях и углях РФ: содержание и методы извлечения (обзор) / Е.А. Салганский, М.В. Цветков, Х.М. Кадиев [и др.] // Журнал прикладной химии. – 2019. – Т. 92. – № 12. – С. 1514-1533.
185. Репин, Н. Я. Процессы открытых горных работ / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – Москва : Горная книга. 2015. – 518 с.
186. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Часть 1 / В. В. Ржевский. – Москва : Недра, 1985. – 512 с.
187. Ржевский, В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ / В. В. Ржевский. – Москва : Недра, 1980. – 624 с.
188. Рогизный, В. Ф. Селективная выемка маломощных рудных тел с применением малогабаритного самоходного оборудования / В. Ф. Рогизный, В. М. Хромов // Рациональное освоение недр. – 2019. – № 2-3. – С. 88-98.
189. Ростовцев, В. И. Совершенствование обогащения медно-никелевых руд на основе энергетических воздействий / В. И. Ростовцев, С. А. Кондратьев, И. И. Бакшеева // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 5. – С. 123-130.
190. Рубцов, С. К. Выбор и обоснование технологических схем разработки равнопрочных вскрышных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов / С. К. Рубцов, О. Н. Мальгин, А. Г. Лалак // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 1. С. 155-158.
191. Рубцов, Ю. И. Основные принципы скоростного активированного кучного выщелачивания золота / Ю. И. Рубцов, П. Б. Авдеев, В. Г. Черкасов, А. Ю. Лавров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3-1. – С. 88-98.

192. Рукович, А. В. Использование метода скважинной гидродобычи на россыпных месторождениях золота Южной Якутии / А. В. Рукович, В. Ф. Рочев // Успехи современного естествознания. – 2017. – № 10. – С. 101-106.

193. Рыльникова, М. В. Решение геотехнологических задач на отдельных этапах освоения кимберлитовых месторождений Якутии / М. В. Рыльникова, И. И. Айбиндер, Н. П. Крамсков, А. В. Письменный // Горный журнал. – 2011. – № 1. – С. 55-58.

194. Саматова, Л. А. Комбинированные технологии переработки бедных, забалансовых вольфрамовых руд и отвалов / Л. А. Саматова, Е. Д. Шепета // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № S4. – С. 187-199.

195. Самихов, Ш. Р. Полупромышленные испытания отвального выщелачивания забалансовой руды месторождения Джилау / Ш. Р. Самихов, З. А. Зинченко, Б. А. Бобохонов // Золото и технологии. – 2013. – № 3. – С. 54-57.

196. Санакулов, К. С. О возможности отработки месторождения Учкулач с использованием технологии рентгенрадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд / К. С. Санакулов, С. В. Руднев, А. В. Канцель // Горный вестник Узбекистана. – 2011. – № 1. – С. 17-20.

197. Сандригайло, И. Н. Использование самоходного перегружателя для увеличения производительности карьерного комбайна / И. Н. Сандригайло, С. А. Арефьев, С. И. Чеботарев // Известия Тульского государственного университета. Сер. Науки о Земле. – 2018. – № 4. – С. 225-232.

198. Секисов, А. Г. Дисперсное золото / А. Г. Секисов, Н. В. Зыков, В. С. Королев. – Москва : Горная книга, 2012. – 238 с.

199. Секисов, А. Г. Совершенствование технологии взрывного рыхления тонких жил путем применения специальных скважинных зарядов / А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан**, Г. В. Секисов // Маркшейдерия и недропользование. – 2020. – № 4. – С. 35-37.

200. Секисов, А. Г. Технология разработки кимберлитов с применением скрепера, оснащенного комбинированным оборудованием / А. Г. Секисов, **А. Ю. Чебан** // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2023. – № 1. – С. 328-337.

201. Секисов, А. Г. Фотохимические и электрохимические процессы в геотехнологии / А. Г. Секисов, А. Ю. Лавров, А. В. Рассказова. – Чита : ЗабГУ, 2019. – 306 с.

202. Секисов, Г. В. Малоотходная технология освоения сложноструктурных месторождений с применением комбинированных схем выемки и переработки руд / Г. В. Секисов, **А. Ю. Чебан** // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 6. – С. 110-118.

203. Секисов, Г. В. Оконтуривания рудных тел с выделением переходных зон как основа для выбора параметров БВР, схем селективной выемки и отдельной переработки разносортных руд / Г. В. Секисов, А. Г. Секисов, Н. В. Зыков, А. Ю. Лавров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № S1-1. – С. 312-323.

204. Секисов, Г. В. Раздельная выемка руд на карьерах / Г. В. Секисов, А. А. Таскаев. – Фрунзе : ИЛИМ, 1986. – 173 с.

205. Секисов, Г. В. Система основных категорий комплексной оценки горных технологий / Г. В. Секисов, **А. Ю. Чебан**, А. А. Соболев, А. А. Якимов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 187-198.

206. Сенченко, А. Е. Атмосферное окисление упорных золотосодержащих концентратов и руд / А. Е. Сенченко, А. В. Аксенов, А. А. Васильев // VIII конгресс обогатителей стран СНГ (Москва, 28 февраля-02 марта 2011 г.) : сборник материалов. – Москва : МИСиС, 2011. – Т. 1. – С. 291-296.

207. Снитка, Н. П. Направления комплексного использования техногенных ресурсов при открытой разработке месторождения Мурунтау / Н. П. Снитка, Р. Ш. Наимова // Горный журнал. – 2018. – № 9. – С. 57-61.

208. Совершенствование схем добычи и переработки руд при освоении сложноструктурных месторождений / И. Ю. Рассказов, **А. Ю. Чебан**, Н. М. Литвинова [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2023. – № 2. – С. 57-67.

209. Соколов, Б. Н. Образование россыпей алмазов: Основные проблемы / Б. Н. Соколов. – Москва : Наука, 1992. – 93с.

210. Сорокин, А. П. Атлас основных золотороссыпных месторождений юга Дальнего Востока и их горно-геологические модели / А. П. Сорокин, А. П. Ван-Ван-Е, Ю. А. Мамаев. – Владивосток; Благовещенск; Хабаровск : ДВО РАН, 2000. – 334с.

211. Стромоногов, А. В. Оптимизация безвзрывной технологии разборки карбонатных массивов Русской платформы на блочный камень / А. В. Стромоногов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 9. – С. 185-190.

212. Структура рабочего времени карьерных комбайнов при разработке месторождений известняков / **А. Ю. Чебан**, Г. В. Секисов, Н. П. Хрунина [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № S4-20. – С. 40-48.

213. Сытенков, В. Н. К вопросу обоснования выбора выемочной единицы при проектировании разработки месторождений ТПИ: практика рассмотрения технических проектов комиссией Роснедр / В. Н. Сытенков // Рациональное освоение недр. – 2019. – № 2-3. – С. 72-78.

214. Супрун В. И. Перспективная техника и технология для производства открытых горных работ / В. И. Супрун. – Москва : МГГУ, 1996. – 121 с.

215. Терещенко, С. В. Ресурсосберегающая технология обогащения апатит-нефелиновых руд Хибинского массива / С. В. Терещенко, В. В. Марчевская, Д. Н. Шибеева, В. Н. Аминов // Обогащение руд. – 2018. – № 3. – С. 32-38.

216. Ткач, С. М. Одно из актуальных направлений модернизации геотехнологий / С. М. Ткач, С. А. Батугин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – Т. 1. – № 3. – С. 206-212.

217. Ткач, С. М. О принципах управления технологическими процессами освоения сложноструктурных месторождений криолитозоны в динамично изменяющихся условиях / С. М. Ткач, Н. С. Батугина, В. Л. Гаврилов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S24. – С. 170-179.

218. Толстов, Е. А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе / Е. А. Толстов. – Москва : Издательство МГГУ, 1999. – 314 с.

219. Тонкослоевая безвзрывная технология добычи нерудных строительных материалов комбайном Wirtgen 2200SM на ОАО «Ковровское карьероуправление» / М. Пихлер, Панькин А. Н., Филиппов А. А. [и др.] // Горная промышленность. – 2011. – № 6. – С. 44-53.

220. Троицкий, В. В. Опыт эксплуатационной разведки на месторождении Павлик / В. В. Троицкий // Золотодобыча. – 2018. – № 11. – С. 36-39.

221. Трубецкой, К. Н. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виницкий [и др.]. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.

222. Трубецкой, К. Н. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья / К. Н. Трубецкой, В. А. Чантурия, Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова. – Москва : Наука, 2010. – 270 с.

223. Трубецкой, К. Н. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах / К. Н. Трубецкой, Е. Р. Леонов, Ю. Б. Панкевич. – Москва : Недра, 1990. – 255 с.

224. Трубецкой, К. Н. Новые подходы к проектированию ресурсовоспроизводящих технологий комплексного освоения рудных месторождений / К. Н. Трубецкой, Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова, Д. Н. Радченко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2011. – № 3. – С. 58-66.

225. Трубецкой, К. Н. О новом направлении в развитии буровзрывного комплекса на открытых горных работах / К. Н. Трубецкой, Ю. П. Галченко, В. М. Закалинский // Перспективы освоения недр — комплексное решение актуальных проблем : научные чтения им. Н. В. Мельникова (Москва, 17-18 окт. 2001 г.). – Москва : ИПКОН РАН, 2002. – С. 84-91.

226. Туртыгина, Н. А. Классификация способов стабилизации качества рудопотока при подземной добыче / Н. А. Туртыгина, А. В. Охрименко, Н. А. Фролов // Рациональное освоение недр. – 2023. – № 4. – С. 32-41.

227. Увеличение продуктивности рудника экономически эффективным методом с помощью ALLU // Горная промышленность. – 2020. – № 1. – С. 68-69.

228. Угольные месторождения Дальнего Востока России и ресурсный потенциал содержащихся в них ценных металлов / В.И. Вялов, А.Х. Богомолов, Е.П. Шишов [и др.] // Георесурсы. – 2017. – № 5. – С. 256-262.

229. Фазлулин, М. И. К проблеме скважинного подземного выщелачивания золота / М. И. Фазлулин, Г. И. Авдонин, Р. Н. Смирнова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 10. – С. 207-217.

230. Федоренко, П. И. Повышение эффективности подготовки блоков к очистной выемке за счет оптимальных способов проходки восстающих выработок / П. И. Федоренко, С. И. Ляш // Горный вестник. – 2013. – Т. 1. – № 1. – С. 101-106.

231. Федотенко, В. С. К обоснованию условий и параметров формирования горнотехнических систем при строительстве и эксплуатации комплекса циклично-поточной

технологии в глубоких карьерах / В. С. Федотенко, А. В. Власов, С. Я. Кливер, А. Г. Шадрунов // Горная промышленность. – 2020. – № 5. – С. 102-107.

232. Федотов, А. Д. Оптимизация переработки золотосодержащих руд месторождений Тарданского рудного узла / А. Д. Федотов // Рациональное освоение недр. – 2021. – № 4. – С. 48-52.

233. Федотов, П. К. Гидрометаллургическая переработка золотосодержащей руды и продуктов обогащения / П. К. Федотов, А. Е. Сенченко, К. В. Федотов, А. Е. Бурдонов // Metallurg. – 2021. – № 2. – С. 75-84.

234. Фирзен, А. П. Vermeer T 1255TL – универсальные машины для выполнения вскрышных и добычных работ в карьерах / А. П. Фирзен // Горная промышленность. – 2012. – № 3. – С. 56-57.

235. Флеров, И. Б. Обоснование выбора рационального способа опробования россыпей золота / И. Б. Флеров, Ю. С. Будилин, В. А. Джобадзе, В. И. Куторгин. – Москва : ЦНИГРИ, 1985. – 28 с.

236. Фомин, С. И. Повышение безопасности горных работ при открытой разработке месторождений цементного сырья машинами послыонного фрезерования / С. И. Фомин, И. П. Виноградов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № S7. – С. 324-332.

237. Хакулов, В. А. Совершенствование добычи и переработки руд Тырнаузского месторождения / В. А. Хакулов, О. В. Кононов, В. А. Шаповалов, Ж. В. Карпова // Обогащение руд. – 2021. – № 3. – С. 3-8.

238. Хакулов, В. А. Технология формирования качества руд Тырнаузского месторождения с использованием предварительной сортировки и обогащения / В. А. Хакулов, Е. И. Крапивский, Б. Х. Блаев, В. А. Шаповалов // Обогащение руд. – 2018. – № 5. – С. 33-39.

239. Холодняков, Г. А. Определение границ открытой разработки комплексных месторождений по контурному коэффициенту добычи / Г. А. Холодняков, Н. С. Вайнонен, А. А. Обожин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 6. – С. 125-128.

240. Хохлов, С. В. Прогнозирование смещения рудных контуров при формировании развала взорванной горной массы / С. В. Хохлов, Ю. И. Виноградов, А. П. Нос-

ков, А. В. Баженова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023 – № 3 – С. 40–56.

241. Чаадаев, А. С. Состояние и перспективы развития горнообогатительных технологий на алмазодобывающих предприятиях АК «АЛРОСА» (ПАО) / А. С. Чаадаев, И. В. Зырянов, Ф. Б. Иван // Горная промышленность. – 2017. – № 2. – С. 6-13.

242. Чантурия, В. А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья / Чантурия В. А. // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 7-13.

243. Чаплыгин, В. В. К вопросу оптимизации технологии разработки полускальных вскрышных пород мехлопатами на разрезах Кузбасса / В. В. Чаплыгин, А. А. Садыков, А. В. Матвеев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 9. – С. 84-98.

244. **Чебан, А. Ю.** Анализ парка машин горнодобывающих предприятий Амурской области / А. Ю. Чебан, И. Ю. Рассказов, В. С. Литвинцев // Маркшейдерия и недропользование. – 2012. – № 2. – С. 41-50.

245. **Чебан, А. Ю.** Анализ эффективности применения выемочно-транспортирующих машин на предприятиях Хабаровского края, разрабатывающих россыпные месторождения / А. Ю. Чебан, И. Ю. Рассказов, С. А. Шемякин, С. И. Корнеева // Маркшейдерия и недропользование. – 2012. – № 5. – С. 34-37.

246. **Чебан, А. Ю.** Использование горного оборудования для механического разрушения скальных и полускальных пород / А. Ю. Чебан, Н. П. Хрунина // Горная промышленность. – 2014. – № 2. – С. 104-107.

247. **Чебан, А. Ю.** Карьерный экскаватор с рабочим оборудованием для отделения обогащенной рудной мелочи / А. Ю. Чебан, А. Г. Секисов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18. – № 1. – С. 16-22.

248. **Чебан, А. Ю.** К вопросу об определении производительности карьерных комбайнов в различных условиях эксплуатации / А. Ю. Чебан // Системы. Методы. Технологии. – 2014. – № 3. – С. 145-148.

249. **Чебан, А. Ю.** Классификация конструкций карьерных комбайнов / А. Ю. Чебан // Недропользование XXI век. – 2015. – № 5. – С. 64-69.

250. **Чебан, А. Ю.** Классификация технологических схем применения карьерных комбайнов / А. Ю. Чебан // Системы. Методы. Технологии. – 2015. – № 2. – С. 159-163.

251. **Чебан, А. Ю.** Комбинированная технология разработки сложноструктурных глубокозалегающих россыпей золота / А. Ю. Чебан, А. Г. Секисов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2023. – Т. 21. – № 1. – С. 24-31.

252. **Чебан, А. Ю.** Обоснование использования комбинированной подготовки к селективной выемке руд сложноструктурных месторождений / А. Ю. Чебан, Г. В. Секисов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18. – № 3. – С. 4-12.

253. **Чебан, А. Ю.** Обоснование необходимости модернизации карьерных комбайнов для увеличения их эксплуатационной производительности / А. Ю. Чебан // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 2. – С. 387-398.

254. **Чебан, А. Ю.** Обоснование параметров скреперов с подгребающим устройством внутри ковша / А. Ю. Чебан, С. А. Шемякин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 2. – С. 338-343.

255. **Чебан, А. Ю.** О целесообразности внедрения послойно-полосовых технологий при разработке месторождений цементного сырья в Дальневосточном регионе / А. Ю. Чебан // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 10. – С. 53-58.

256. **Чебан, А. Ю.** Повышение эффективности освоения золоторудных месторождений путем применения гибкой системы управления качеством руд при их транспортировке / А. Ю. Чебан // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2025. – Т. 336. – № 7. – С. 116-124.

257. **Чебан, А. Ю.** Повышение эффективности разработки россыпей, содержащих большое количество мелкого золота / А. Ю. Чебан // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2024. – № 3. – С. 388-397.

258. **Чебан, А. Ю.** Систематизация способов выемки и переработки руд маломасштабных месторождений / А. Ю. Чебан, Г. В. Секисов // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2020. – Т. 26. – № 5. – С. 13-20.

259. **Чебан, А. Ю.** Сложноструктурные рудные блоки и их систематизация / А. Ю. Чебан, Г. В. Секисов // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2020. – Т. 26. – № 6. – С. 43-53.

260. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование схем добычи и переработки песков при освоении сложноструктурных золотороссыпных месторождений / А. Ю. Чебан // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2024. – № 3. – С. 88-98.

261. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование техники и технологий безвзрывной разработки горных пород / А. Ю. Чебан. – Хабаровск : ИГД ДВО РАН, 2017. – 260 с.

262. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование технологии комбинированной выемки руд при разработке сложноструктурных месторождений / А. Ю. Чебан // «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения недр»: материалы V конф. Междунар. науч. школы акад. РАН К. Н. Трубецкого. – Москва : ИПКОН РАН, 2022. – С. 236-239.

263. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование технологии разработки жильных золоторудных месторождений с использованием средств селективной механизированной выемки / А. Ю. Чебан, Г. В. Секисов, А. Г. Секисов, Н. П. Хрунина // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 36-39.

264. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование технологии разработки сложноструктурных месторождений с применением комбинированной выемки руд / А. Ю. Чебан, А. Г. Секисов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2022. – Т. 20. – № 3. – С. 35-44.

265. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование технологии разработки сложноструктурных карбонатных месторождений с применением модернизированных карьерных комбайнов / А. Ю. Чебан // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – №7-1. – С. 15-24.

266. **Чебан, А. Ю.** Совершенствование технологии разработки сложноструктурных месторождений с применением машин послойного фрезерования / А. Ю. Чебан // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2023. – № 2. – С. 357-367.

267. **Чебан, А. Ю.** Способ доработки крутонаклонных рудных тел малой мощности / А. Ю. Чебан, Г. А. Курсакин, С. И. Корнеева, А. А. Фаткулин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №8. – С. 14-20.

268. **Чебан, А. Ю.** Технология ведения отвалообразования с применением усовершенствованного отвального перегружателя / А. Ю. Чебан // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 3. – С. 210-219.
269. **Чебан, А. Ю.** Технология доработки сложноструктурных рудных тел малой мощности при освоении прибортовых запасов карьеров / А. Ю. Чебан // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2024. – Т. 11. – № 2. – С. 91-96.
270. **Чебан, А. Ю.** Технология освоения золоторудных месторождений с переработкой продуктивных фракций некондиционных руд / А. Ю. Чебан // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2025. – № 1. – С. 692-702.
271. **Чебан, А. Ю.** Технология разработки сложноструктурного месторождения апатитов и выемочно-сортировочный комплекс для ее осуществления / А. Ю. Чебан // Записки Горного института. – 2019. – Т. 238. – С. 399-404.
272. **Чебан, А. Ю.** Технология разработки сложноструктурных угольных пластов карьерными комбайнами с комбинированным рабочим оборудованием / А. Ю. Чебан, Н. П. Хрунина // Уголь. – 2024. – № 4. – С. 79-82.
273. **Чебан, А. Ю.** Усовершенствованная технология освоения сложноструктурных россыпей с отдельной выемкой и переработкой песков / А. Ю. Чебан // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2024. – Т. 22. – № 4. – С. 15-22.
274. Шарин, В. В. Оценка сложностей селективной разработки месторождений по степени контактных зон. Совершенствование технологии открытых горных работ / В. В. Шарин. – Москва : Недра, 1966. – 124 с.
275. Швабенланд, Е. Е. Обоснование параметров экологически сбалансированной горнотехнической системы открытой разработки сложноструктурных месторождений апатитовых руд // Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. – Москва : ИПКОН РАН. – 2020. 152 с.
276. Швабенланд, Е. Е. Управление грузопотоками при послойно-порционной разработке сложноструктурных месторождений комбайнами фрезерного типа / Е. Е. Швабенланд // Рациональное освоение недр. – 2016. – № 3. – С. 70-75.
277. Шеметов, П. А. Разработка крутопадающего месторождения открытым способом с поэтапным внутренним отвалообразованием / П. А. Шеметов, В. Н. Сытенков, С. С. Коломников // Горный журнал. – 2007. – № 5. – С. 27-30.

278. Шемякин, С. А. Техничко-технологические решения разработки мерзлых и крепких пород в горном деле и строительстве / С. А. Шемякин, Ю. А. Гамоля, **А. Ю. Чебан**. – Хабаровск : ДВГУПС, 2017. – 188 с.

279. Шемякин, С. А. Повышение эффективности послойно-полосовой технологии открытых горных работ с применением выемочных машин фрезерного типа и скреперов / С. А. Шемякин, **А. Ю. Чебан**, Е. С. Клигунов // Горный журнал. – 2003. – № 4-5. – С. 48-50.

280. Шibaева, Д. Н. Оценка обогатимости железных руд Яковлевского месторождения Курской магнитной аномалии методами крупнокусковой сепарации / Д. Н. Шibaева, А. А. Компанченко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2023. – № 6. – С. 117-129.

281. Шиверских, Л. В. Выбор и обоснование рационального варианта опробования на золоторудных карьерах / Л. В. Шиверских, Ю. А. Казаченко // Разведка и охрана недр. – 1986. – № 9. – С. 20-22.

282. Шоболова, Л. П. О создании комбинированной технологии разработки кимберлитов с применением жидких и газообразных ПАВ / Л. П. Шоболова, В.В. Коворова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 1. – С. 178-179.

283. Шорохов С. М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений / С. М. Шорохов. – Москва : Недра, 1973. – 768 с.

284. Шумилова, Л. В. Переработка золотосодержащих руд методом кучного и кюветного выщелачивания: проблемы и перспективы развития / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник, А. И. Трубачев. – Чита : ЧитГУ, 2009. – 388 с.

285. Щадов В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока. – 2-е изд., стер. – М.: Изд-во Московского гос. горн. ун-та, 2004. – 298 с.

286. Юдаков, Н. М. Три в одном: производительность, качество, эффективность / Н. М. Юдаков // Деловой курс. – 2025. – № 1. – С. 21.

287. Юматов, Б. П. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах / Б. П. Юматов, Г. В. Секисов, М. И. Буянов. – Москва : Недра, 1987. – 184 с.

288. Юматов, Б. П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов / Б. П. Юматов, Б. Н. Байков, Б. П. Смирнов. – Москва : Недра, 1973. – 192 с.
289. Юшмаков, Ю. П. Белогорская интрузивно-купольная структура (Нижнее Приамурье): глубинное строение и рудно-магматическая зональность / Ю. П. Юшмаков, А. М. Петрищевский // Отечественная геология. – 2018. – № 1. – С. 61-68.
290. Яковлев, В. Л. О комплексном освоении недр и территорий в сложных природно-климатических условиях / В. Л. Яковлев, С. В. Корнилков, И. Ю. Рассказов, С. М. Ткач // Горный журнал. – 2019. – № 6. – С. 84-89.
291. Яковлев, В. Л. Углубочный комплекс для доработки кимберлитовых карьеров / В. Л. Яковлев, П. И. Тарасов, В. О. Фурин, И. В. Зырянов. – Екатеринбург : УрО РАН, 2015. – 268 с.
292. Яшкин, И. А. Повышение эффективности технологии кучного выщелачивания золотосодержащих руд / И. А. Яшкин, Ю. М. Овешников, П. Б. Авдеев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 4. – С. 162-168.
293. Adams M. D. Gold Ore Processing: Project Development and Operations. 2nd ed. – Amsterdam : Elsevier, 2016. – 980 p.
294. Afum B. O., Ben-Awuah E. and Askari-Nasab H. A mixed integer linear programming framework for optimising the extraction strategy of open pit - underground mining options and transitions // International Journal of Mining Reclamation and Environment. – 2019. – Vol. 34. – No. 10. – pp. 700-724.
295. Baghalha M. Leaching of an oxide gold ore with chloride/hypochlorite solutions // Int. Journal Miner. Process. – 2007. – Vol. 82. – No. 4. – pp. 178–186.
296. BAUER. Буровая установка Bauer MBG-12 (14.03.2022). Режим доступа: https://www.avtotraks.ru/catalog/burovye-ustanovki/burovaya_ustanovka_bauer_mbg_12/?ysclid=mnqq2ffq7q832279038
297. Boyle R.W. The geochemistry of gold and its deposits. Т. II. // Canada, Geol. Surv. Bul. 1979. – 584 p.
298. Braden L. and Jhon S. Energy Distribution in the Blast Fragmentation Process. Chapter in Green Energy and Technology // In book: Energy Efficiency in the Minerals Industry, 2018. pp. 11-30.

299. Broicher H. F. Ore and waste identification and quality control by means of laser induced fluorescence // *The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*. – 1999. – Vol. 92. – No 1034. – pp. 59–63.
300. Cacceta L. and Hill S. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. // *Journal Global Optimization*. – 2003. – Vol. 27. – pp. 349–365.
301. **Cheban, A.** Technology of extraction and primary processing of low-grade and off-balance ores / В сборнике: E3S WEB OF CONFERENCES. – 2020. – С. 01010.
302. **Cheban, A. Yu.** and Khrunina N. P. Intensification of Open Mining Operations with a Small Distance of Transportation of Rock Mass // *International Journal of Engineering Research in Africa*. – 2018. – Vol. 38. – pp. 100-114.
303. *Coal Production and Processing Technology* / Ed. by M. R. Riazi, R. Gupta. – Taylor & Francis Group, LLC. – 2016. – P. 535.
304. Dehler M. Optical sorting of quartz gravel to reduce the iron content // *Aufbereitungs Technik*. – 2006. – Vol. 47. – No. 8–9. – pp. 6–8.
305. Duru P., Nicolas M., Hinch J., Guazzelli É. Constitutive laws in liquid-fluidized beds // *Journal of Fluid Mechanics*. – 2002. – Vol. 452. – pp. 371–404.
306. Ermakov S. A. and Burakov A. M. Complex-structure gold placer mining in Yakutia // *Journal of Mining Science*. – 2013. – Vol. 49. – No. 2. – pp. 273-278.
307. Fomin S. I., Vinogradov I. P. and Lapshin N. S. Determining length of mining front in non-blast open mining of complex structure carbonate deposits // *Journal of Engineering and Applied Sciences*. – 2020. – Vol. 15. – pp. 94-98.
308. Ghaffari A. and Farzanegan A. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 1: Retained mass modelling // *Minerals Engineering*. – 2017. – Vol. 112. – pp. 57-67.
309. INDECO. Производительность гидромолота (20.06.2022). Режим доступа: <https://indecorus.ru/podderzhka/kak-opredelit-proizvoditelnost-gidromolota-m3-v-chas/>
310. Koteleva N. and Frenkel I. Digital processing of seismic data from open-pit mining blasts // *Applied Sciences*. – 2021. – Vol. 11. – No. 1. – article 383.
311. Kudrolli A. Size separation in vibrated granular matter // *Reports on Progress in Physics*. – 2004. – Vol. 67. – No. 3. – pp. 209–248.
312. Kumar C., Murthy V. M. S. R., Kumaraswamidhas L. A., Prakash A. Influence of cutting drum specifications on the production performance of surface miner under varied

rock strength -some investigations // *Journal of Mines, Metals and Fuels.* – 2016. – Vol. 64. – pp. 181-186.

313. Laubscher D., Guest A. and Jakubec J. Guidelines on Caving Mining Methods: The Underlying Concepts. - Queensland: The University of Queensland, 2017. – 282 p.

314. Nafikov R. Z., Kislyakov V. E., Kirsanov A. K., Teshayev U. R. Dredging technology at placer gold deposits in the Far North, *Journal of Degraded and Mining Lands Management.* – 2023. – Vol. 10. – No. 2. – pp. 4199-4207.

315. Oberthuer T., Melcher F., Weiser T. W. Detrital platinum-group minerals and gold in placers of southeastern Samar Island, Philippines // *The Canadian Mineralogist.* – 2017. – Vol. 55. – No. 1. – pp. 45–62.

316. Palei S. K., Karmakar N. C., Paliwal P., Schimm B. Optimization of productivity with surface miner using conveyor loading and truck dispatch system // *International Journal of Research in Engineering and Technology.* – 2013. – Vol. 2. – No. 9. – pp. 393–396.

317. Prakash A., John L. P., Pal R. P. Highwall mining in India. Part II. Subsidence management mechanism at mine level // *Journal of Mines, Metals & Fuels.* – 2014. – Vol. 62. – No. 9–10. – pp. 254–262.

318. Qiao Chen, Hong-ying Yang, Lin-lin Tong, Hui-qun Niu, Fu-sheng Zhang et al. Research and application of a Knelson concentrator: A review // *Minerals Engineering.* – 2020. – Vol. 152. – 106339.

319. Sekisov A., Rasskazova A. Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit // *Minerals.* – 2021. – Vol. 11. – No. 1. – pp. 1-11.

320. Silva J., Worsley T., Lusk B. Practical assessment of rock damage due to blasting // *International Journal of Mining Science and Technology.* – 2019. – Vol. 29. – No. 3. – pp. 379-385.

321. Trubetskoi K. N., Zakharov V. N., Galchenko Y. P. Naturelike and convergent technologies for developing lithosphere mineral resources // *Herald of the Russian Academy of Sciences.* – 2020. – Vol. 90. – No. 3. – pp. 332-337.

322. Vali E. Analysis of Oil Shale high-selective mining with surface miner Wirtgen 2500SM in Estonia // *Oil Shale.* – 2011. – Vol. 28. – No. 1. – pp. 1-10.

323. Verbrugge B., Geenen S. The gold commodity frontier: A fresh perspective on change and diversity in the global gold mining economy // *The Extractive Industries and Society*. – 2019. – Vol. 6. – No. 2. – pp. 413–423.
324. Vibratory Bucket butts through hard rock // *World Construction*. – 1987. – V. 102.
325. Volk H-J. Wirtgen Drivers the Development of Surface Mining // *Procedia Engineering*. 2016. No. 138, pp. 30-39.
326. Weissflong J. Mobile equipment for excavation or crushing and transportation of hard material in openpits / J. Weissflong // *Intern. J. Surface Mining*. – 1989. – V. 3 – № 3.
327. Wu J., Ahn J., Lee J. Comparative leaching study on conichalcite and chalcopyrite under different leaching systems // *Korean Journal of Metals and Materials*. – 2019. – Vol. 57. – No. 4. – pp. 245-250.
328. Young A., Rogers W. A review of digital transformation in mining // *Mining, Metallurgy & Exploration*. – 2019. – Vol. 36. – No. 1. – pp. 683-699.
329. Yucong P., Quansheng L., Qi L. Full-scale linear cutting tests to check and modify a widely used semi-theoretical model for disc cutter cutting force prediction // *Acta geotechnical*. – 2020. – Vol. 15. – No.6 . – pp. 1481-1500.
330. Zhang Y., Ullah M., and Merdan A. Perspective on artisanal and small-scale gold mining: ecological and socio-economic innovation // *Extractive Industries Society*. – 2024. – Vol. 18. – 101444.