

РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
ВСЕРОССИЙСКИЙ ИНСТИТУТ НАУЧНОЙ И ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ
(ВИНИТИ)

НАУЧНЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Обзорная информация

Выпуск № 6

Издается с 1979 г.

Москва 2016

Выходит 6 раз в год

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

Главный редактор – академик РАН *Ю.М. Арский*

Члены редакционной коллегии:

к.т.н. *В.А. Быков*, к.т.н. *М.П. Гречиков*,
д.т.н. *С.П. Иванков*, к.э.н. *А.Н. Лавров*,
к.т.н. *П.П. Потанов* (зам.главного редактора),
д.т.н. *С.М. Резер*, *И.А. Щетинина* (ученый секретарь),
к.т.н. *А.Г. Юдин*

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

УДК 502:171

ПУТИ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Д.т.н. С.П. Иванков, А.В. Троицкий, Д.Г. Петкевич-Сочнов, З.С. Иванкова

Содержание

Введение

1. Современное состояние проблемы обогащения комплексных оловянно-полиметаллических и вольфрамовых руд
 - 1.1. Выбор и классификация селективных флотационных реагентов для флотации комплексных полиметаллических руд
 - 1.2. Влияние состава и свойств сульфидных минералов на их флотируемость
 - 1.3. Использование неоднородности флотационных свойств сульфидных минералов для интенсификации процесса селективной флотации полиметаллических руд
 - 1.4. Анализ и обобщение результатов по технологической переработке комплексных оловянно-полиметаллических серебросодержащих руд
 - 1.5. Основные направления по интенсификации флотации комплексных полиметаллических руд, содержащих благородные металлы
 - 1.5.1. Особенности флотационного обогащения и практика переработки комплексных сульфидных руд, содержащих благородные металлы
 - 1.5.2. Интенсификация флотации благородных металлов на основе совершенствования реагентных режимов
2. Краткая характеристика минерально-сырьевой базы олова и вольфрама России
 - 2.1. Олово
 - 2.2. Вольфрам
 - 2.3. Типовые промышленные схемы обогащения и их экологическая экспертиза
 - 2.3.1. Оловянные руды
 - 2.3.2. Вольфрамовые руды
 - 2.4. Разработка усовершенствованных экологически чистых схем обогащения (на примере конкретных рудных объектов)
 - 2.4.1. Типриное месторождение (касситерит-вольфрамит-кварцевый тип руд)
 - 2.4.2. Арминское месторождение – касситерит-многосульфидный (зона окисления) тип руд
 - 2.4.3. Шумиловское месторождение – вольфрамит-штокверкового типа
 - 2.4.4. Скрытое месторождение шеелит-скарновых руд.

- 2.5. Свинцово-цинковые сереброросодержащие руды
 - 2.5.1. Краткая характеристика химического и минерального состава пробы руды текущей добычи.
 - 2.5.2. Результаты лабораторных и укрупненно-лабораторных исследований.
 - 2.5.4. Укрупненно-лабораторные исследования в замкнутом цикле в лаборатории АОФ.
 - 2.5.5. Результаты промышленных испытаний на АОФ.
 - 3. Промышленное освоение реагента МИГ-4Э на Адрасманской обогатительной фабрике (АОФ)
 - 3.1. Усовершенствование реагентного режима флотации свинцово-цинковых сереброросодержащих руд с применением МИГ-4Э
 - 3.2. Промышленное внедрение реагента МИГ-4З на АОФ
 - 3.2.1. Технологическая схема и реагентный режим флотации
 - 3.2.2. Опробование и контроль процесса свинцово-серебряной флотации
 - 3.2.3. Результаты внедрения МИГ-4Э.
 - 4. Принципы построения и апробация рациональной технологии обогащения комплексных оловянно-полиметаллических руд
 - 5. Малоотходные технологии обогащения технологического сырья, содержащего благородные и цветные металлы.
 - 6. Извлечение благородных и цветных металлов из отходов полиметаллических комбинатов (на примере Гайского и Ленинградского ГОКов).
 - 6.1. Исследования по возможности переработки техногенного сырья Гайского ГОКа.
 - 6.2. Исследования по технологии переработки техногенного сырья Ленинградского ГОКа
 - 6.2.1. Технология переработки забалансовых полиметаллических золотосодержащих руд (отвалов от горных работ).
 - 6.2.2. Технология переработки лежалых золотосодержащих хвостов.
 - 6.2.3. Технология доизвлечения благородных и цветных металлов из текущих хвостов Ленинградской фабрики.
- Список литературы

ВВЕДЕНИЕ

Оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС) хозяйственной деятельности человека охватывает широкий круг вопросов теоретической и практической значимости. В этой области накоплен значительный мировой опыт по разработке нормативно-правовых документов, подготовке методических материалов по выбору вариантов хозяйственного развития с наименьшими экологическими последствиями, проведению рациональной политики в области природопользования и практического использования ОВОС в горнодобывающей и других отраслях промышленности.

Основным индуктивным документом по ОВОС является «Временная инструкция о порядке проведения оценки воздействия на окружающую среду при разработке ТЭО проектов строительства народно-хозяйственных объектов и комплексов», действующая и в РФ. Одним из основных принципов формирования ОВОС является поиск путей невозникновения негативных последствий техногенного воздействия и только затем – способов их ликвидации или снижения их значимости. При этом воздействие следует оценивать для всех компонентов экосистемы одновременно, включая воздуш-

ную и водную среду, животных и растительный мир, организм человека, естественный ландшафт и сохранность земельных угодий.

Принцип минимизации и приемлемой компенсации негативных экологических последствий является основополагающим на современном этапе разработки технологических процессов, схем и аппаратуры для переработки минерального сырья.

Количественная оценка концентрации загрязняющих веществ или критерий экологической безопасности для водных ресурсов различного назначения, воздушной среды, пищевых продуктов проводится в соответствии с нормами ПДК,

Следует отметить, что на ранних стадиях ГРП использование экологически чистых схем обогащения для технологической оценки вновь разведываемых месторождений особенно актуально. Однако, фактические материалы по этим вопросам разобщены и недостаточно проработаны экспериментально.

Исследования авторов восполняют этот пробел. Разработаны рациональные экологически чистые схемы механического обогащения оловянных и вольфрамовых руд основных промышленных типов РФ, характеризующиеся значительным снижением негативного воздействия на окружающую среду по сравнению с промышленной практикой.

Выполнена сравнительная оценка типовых схем обогащения комплексных полиметаллических, оловянно-вольфрамовых, сульфидных руд, содержащих благородные металлы и техногенного минерального сырья, содержащего благородные и цветные металлы, и предлагаемых экологически чистых и ресурсосберегающих схем, итогом которой явилось определение реальной доли затрат на экологическое усовершенствование рудного сырья.

1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВЯННО-ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ И ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

Комплексные оловянно-полиметаллические и вольфрамовые руды представляют существенный интерес для геологических служб, занимающихся разведкой новых рудных месторождений, а также для технологов, работающих над проблемами обогащения многокомпонентных руд, в которых суммарная ценность этих присутствующих ценных элементов усилена серебром, представленным в качестве попутного компонента в оловянно-полиметаллических рудах.

Анализ научно-исследовательских работ, посвящённых изучению закономерностей и основных путей совершенствования процесса флотации комплексных оловянно-полиметаллических и вольфрамовых руд, показывает, что наряду со спецификой данного типа минерального сырья, многие работы методического и практического характера, выполненные для полиметаллических руд, не содержащих серебра, представляют значительный научный и практический интерес и для решения данной проблемы. Поэтому, в настоящем обзоре вначале проанализированы результаты работ по разделению минеральных комплексов оловянно-полиметаллических руд и техногенных образований благородных и цветных металлов на основе направленного изменения их поверхностных свойств, основными направлениями которых являются:

– выбор и классификация селективных флотационных реагентов для флотации комплексных полиметаллических руд;

– влияние состава и свойств основных сульфидных минералов на их флотлируемость;

– использование неоднородности флотационных свойств зерен минералов для интенсификации процесса флотации полиметаллических руд и повышения его селективности.

Последующие разделы настоящего обзора посвящены исследованиям процессов флотации и практическому опыту переработки комплексных оловянно-полиметаллических, вольфрамовых, свинцово-цинковых сереброросодержащих руд и техногенных образований благородных и цветных металлов.

1.1. Выбор и классификация селективных флотационных реагентов для флотации комплексных полиметаллических руд

Одно из наиболее приоритетных направлений научно-технического прогресса в горно-перерабатывающей промышленности – развитие флотационного обогащения. Прогресс в области флотационного обогащения минеральных сырьевых ресурсов в значительной мере определяется усовершенствованием реагентных режимов флотации – улучшением способов использования флотационных реагентов, расширением области их применения, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

При этом решаются принципиальные задачи, другими методами не решаемые или решаемые неудовлетворительно: вовлечение в переработку труднообогащаемого сырья, повышение технологических показателей в уже освоенном процессе, снижение себестоимости обогащения, улучшение экологической ситуации в результате использования малотоксичных реагентов и вовлечения в переработку отходов производства. Реагентные режимы флотации во многом определяют возможности технологии и ее конечные результаты – извлечение ценных компонентов и качество получаемых концентратов и как следствие – экономику процесса в целом [1, 2, 3].

При использовании реагентов во флотационных процессах выявляются их слабые стороны, те или иные недостатки, сдерживающие развитие технологии или вовлечение в переработку нового сырья. В ходе научных исследований и производственной деятельности появляется потребность устранить эти недостатки путем усовершенствования технологии, способа флотации, замены реагентов и их сочетаний более эффективными и совершенными.

В задачу поиска новых реагентов и реагентных режимов входят как необходимый достигаемый результат, так и те условия, из которых надо исходить при решении конкретной практической задачи.

Главная проблема технологии флотации – реагентное обеспечение комплексного обогащения минерального сырья с возможно более полным и избирательным извлечением как основных, так и сопутствующих ценных компонентов с учетом необходимости минимизации экологического влияния отходов флотации.

Составными частями в решении этой проблемы, актуальной в промышленности до настоящего времени, являются:

1. Повышение селективности флотации руд и продуктов их обогащения, в особенности сложного многокомпонентного сырья (извлечение редкометаллических минералов, разделение минералов меди и цинка, меди и никеля, меди и свинца, свинца и цинка; отделение касситерита от минералов железа и ожелезненных минералов пустой породы). Проблема повышения селектив-

ности флотации решается главным образом на основе совершенствования реагентного режима, изыскания и применения новых реагентов всех классов, сочетаний реагентов одного и разных классов, развитием способов флотации.

2. Повышение извлечения ценных сопутствующих компонентов, в первую очередь благородных металлов. В последние годы для повышения извлечения из руд золота и серебра разработаны специальные способы флотации и предложены специфические реагенты-собиратели (смеси алкилтиокарбаматов; смесь меркаптана, имидазолина и пенообразователя; вульфены или их гидрокарбильные производные, 2-метилхинолин, бутоксибутенин и др.). В промышленных условиях реализован способ флотации медно-цинково-пиритных серебросодержащих руд с доводкой цинкового концентрата обратной ксантогенатной флотацией (сфалерит подавляется бисульфитом натрия при температуре 85-90°C); ценный продукт обратной флотации (в него переходят пирит, халькопирит и сростки сфалерита с пиритом, содержащие повышенное количество серебра) доизмельчают и возвращают в цикл медной флотации, что позволяет повысить извлечение серебра в медный концентрат на 20%.

3. Повышение эффективности флотации крупных минеральных частиц и их сростков, а также труднофлотируемых окисленных минералов меди, цинка, никеля, свинца, олова, вольфрама и др. Проблема решается на основе применения более эффективных собирателей, а также регуляторов активирующего действия. Из новых собирателей, существенно повышающих извлечение специфических и трудных объектов флотации, выделяются реагенты из класса азот- и фосфорсодержащих соединений жирного и ароматического рядов (амины, оксими, гидроксамовые кислоты, фосфоновые и фосфористые кислоты и их производные), кислородсодержащих соединений (кетоны, карбоновые кислоты и их производные) и соединений со смешанными функциями (аминокислоты).

4. Интенсификация флотации либо нейтрализация вредного влияния тонкодисперсных частиц (шламов). Интенсификация флотации шламов решается на основе применения масляной флотации, селективной флокуляции, гетерокоагуляции и др., которые в основном сводятся к агломерации частиц в более крупные (с помощью хемосорбционных собирателей, полимерных электролитов и аполярных масел) или закреплению тонких частиц на более крупных гидрофобных частицах-переносчиках (минералы-носители). Подавление флотации шламов или предотвращение их отрицательного влияния на процесс (помимо удаления депламацией или избирательной флотацией) достигается применением реагентов-регуляторов (подавители, пептизаторы).

5. Разработка и внедрение нетоксичных и малотоксичных реагентов, применение реагентов для улучшения условий кондиционирования оборотных и сточных вод, очистки пульпы от реагентов; разработка реагентных режимов, предотвращающих переход в жидкую фазу пульпы токсичных элементов. Например, при переработке комплексных швеелит-сульфидных руд применение безизвестковой технологии исключает образование в пульпе за счет растворения мышьяковистых минералов токсичных арсенатов кальция и тем самым предотвращает загрязнение сточных вод мышьяком [1, 3].

В основе гидрофобизации минералов лежат физико-химические процессы образования поверхностных гидрофобных соединений.

Поэтому при подборе селективных реагентов-собираателей исходят из представлений о химическом взаимодействии собирателя с ионами кри-

сталлической решетки минерала (окислительно-восстановительные, обменные химические реакции, реакции комплексообразования).

Обобщение и анализ результатов исследований в области флотореагентов показывают, что, по-видимому, невозможно предложить универсальный механизм сорбции собирателей для всех минералов полезных ископаемых. Формирование гидрофобного покрытия во многом зависит от состояния минеральной поверхности, подверженной в реальных условиях сильным изменениям – окислению кислородом воздуха, стехиометрическим изменениям в результате контакта с растворами электролитов, активации ионами металлов и др. Поэтому гидрофобизация того или иного минерала даже одним и тем же собирателем может иметь свои особенности, часто решающие. В связи с чем, подчиняясь какому-то общим положениям даже правильно построенной теории, поведение системы минерал-собиратель в каждом конкретном случае должно рассматриваться отдельно, что, естественно, несколько затрудняет поиск новых собирателей.

При подборе собирателей для флотации металлических полезных ископаемых руководствуются сродством некоторых органических соединений к металлам и проводят, с известным допущением, аналогично между избирательностью взаимодействия органических реагентов с катионами металлов в растворе и в кристаллической решетке минерала (исходя из предположения, что на поверхности минерала имеются ненасыщенные связи).

Несмотря на то, что корреляция между процессами, происходящими в растворах и на минеральной поверхности, наблюдается далеко не всегда, тем не менее, например, многие известные и применяемые в промышленной флотации руд цветных металлов собиратели (ксантогенаты, дитиофосфаты, алкилтиокарбаматы и др.) содержат те же функциональные группы, что и используемые в аналитической химии органические соединения (при этом металлы как объекты флотации и аналитических определений совпадают) [1, 3].

В настоящее время поиск собирателей ведется среди комплексообразующих реагентов, способных избирательно образовывать хелаты с ионами тяжелых металлов. Гидрофобизация в этом случае основана на взаимодействии хелатообразующих группировок с ионами металлов в кристаллической решетке минерала (по допустимой аналогии с ионами металлов в растворе), с образованием прочных нерастворимых комплексов.

При изыскании новых собирателей можно использовать достижения смежных наук и областей техники, в частности в первом приближении можно ориентироваться на известные реагенты, образующие прочные хелатные комплексы с ионами тяжелых металлов в растворе и используемые, например, при очистке сточных вод, в гидрометаллургии, аналитической химии и др. Оправданность подобных исходных позиций поисковых исследований подтверждается тем, что, например, многие реагенты, используемые при очистке сточных вод от металлов, селективно адсорбируются на поверхности соответствующих минералов тяжелых цветных металлов и являются хорошими собирателями.

Обобщая практику изыскания реагентов и распространения закономерности комплексообразования в растворе на образование поверхностных минеральных комплексов, можно рекомендовать направлять поиск новых селективных собирателей среди хелатообразующих органических соединений, содержащих электронодонорные атомы N, O, S, P, C и галогенов. Целенаправленный выбор лигандов позволит разрабатывать реагенты заданной структуры с определенной вероятностью их флотационной

эффективности. Весьма перспективно использование органических соединений со смешанными функциональными группами.

Для более продуктивного подбора собирателей необходима научная классификация реагентов по способности селективно образовывать комплексы с различными металлами. Все представления об адсорбции на минералах собирателей должны базироваться на применении методов исследования, позволяющих точно идентифицировать поверхностные соединения и выявить факторы, влияющие на их образование. Изучение состава и свойств образующихся комплексов, их поведения в различных условиях (например, кислотно-щелочных), количества и прочности их закрепления на минералах, а также кинетики комплексообразования позволит в будущем более обоснованно синтезировать собиратели с заданными свойствами [1, 3, 4].

Наибольшее число новых реагентов-собирателей за последние двадцать лет предложено для флотации руд цветных и редких металлов, фосфатных руд, угля и растворимых солей.

Основные направления изыскания в области реагентов-собирателей:

- 1) первичные собиратели флотации основного компонента (иногда нескольких компонентов);
- 2) дополнительные собиратели, способствующие снижению расхода основного собирателя и повышению извлечения флотируемого компонента;
- 3) повышение эффективности действия собирателей (добавки ПАВ к аминам, карбоновым кислотам и др.; подача в процесс меркаптобензотиазола, производных тиомочевины, дитиокарбаматов в виде раствора в водонесмешивающемся органическом растворителе и т.п.);
- 4) сочетания собирателей (особенно различной природы);
- 5) расширение области применения известных собирателей;
- 6) дешевые заменители стандартных реагентов на базе отходов различных производств.

В соответствии с общепринятой в практике обогащения классификацией реагенты-собиратели по способности диссоциировать на ионы делят на две группы: ионогенные (ионизирующиеся в водной среде) и неионогенные (не распадающиеся на ионы).

Общепринятая классификация ионогенных собирателей учитывает, с каким ионом связан гидрофобизирующий эффект (вхождение углеводородного радикала в анион или катион и состав полярной части. Среди ионогенных различают анионные собиратели (гидрофобизирующий ион-анион, и катионные (гидрофобизирующий ион-катион).

В зависимости от состава и структуры полярной части наиболее распространенные анионные собиратели условно делят на два типа - сульфгидрильные (в состав полярной части входит двухвалентная сера, связывающая анион собирателя и поверхность минерала) и оксигидрильные (анион собирателя и минеральная поверхность связываются через атом кислорода).

Однако предложенная классификация реагентов-собирателей по их способности диссоциировать на ионы или по предлагаемому механизму действия во флотации, является формализованной и не позволяет осуществлять направленный выбор новых реагентов-собирателей, номенклатура которых на сегодняшний день составляет более тысячи химических соединений [1, 3].

1.2. Влияние состава и свойств сульфидных минералов на их флотуемость

Влияние состава и свойств сульфидных минералов на их флотацию детально изучено в ряде отечественных и зарубежных исследований.

Выявлено, что флотуемость минеральных зерен зависит непосредственно от их состава, наличия сростков, состояния поверхности, дефектов кристаллической структуры, природы и количества примесей в кристаллической решетке, генезиса минералов и др. факторов. Экспериментально установлено различное поведение во флотации одного и того же минерала, взятого из различных месторождений или даже из разных участков одного месторождения, причем значительное различие во флотационных свойствах одного и того же минерала из различных месторождений наблюдается исследователями и в тех случаях, когда образцы этого минерала достаточно чисты в минералогическом отношении, а по своему составу близки к стехиометрической формуле минерала. Это явление можно объяснить тем, что флотационные свойства минералов могут быть связаны не только с присутствием в них примесей, но и с определенными кристаллохимическими особенностями минерала: степенью совершенства его кристаллической структуры, мозаичностью и т.п., которые непосредственно связаны с его генезисом. Поскольку эти условия для разных месторождений, и даже для отдельных участков последних могут изменяться в весьма широком диапазоне, число генераций одного и того же минерала и разнообразие его свойств могут быть весьма многочисленны. Так, например, изучение флотуемости галенитов различных месторождений позволило разделить их на две группы, отличающиеся по флотоактивности. Показано, что увеличение содержания примесей, и их состав влияют на флотационные свойства галенитов. Установлено, что ухудшение их флотационных свойств прослеживается при увеличении содержания примеси пирита и пирротина, т.е. при росте количества парамагнитных центров. Особенно вяло флотируются минералы, обладающие дефектами-кристаллической структуры, двойниковыми кристаллами, нарушениями, смещениями и т.д. Хорошо флотируются образцы, выделенные из кварцевых пород или содержащие в качестве примесей кварц, флюорит, кальцит. Выявлено, что включение серебра способствует некоторой активизации флотационных свойств галенитов. К флотоактивным галенитам относятся также крупнокристаллические, обладающие совершенной структурой с однородным химическим составом, содержащие немного включений по плоскостям спайности. Параметры их кристаллической решетки колеблются в пределах от 5,927 до 5,936 Å [1, 3, 4].

К галенитам, обладающим худшими флотационными свойствами, относятся минералы, характеризующиеся тонкими прорастаниями и наличием эмульсионных включений. Параметры кристаллической решетки колеблются в пределах от 5,945 до 5,948 Å. Отмечается также, что в «хвостах» мономинеральной флотации концентрируются кристаллы галенита, содержащие посторонние примеси, а в «конcentратах» – однородные по составу и структуре.

Проведенные исследования показали, что сфалериты разных месторождений ведут себя в процессе флотации неодинаково. Различия во флотационных и адсорбционных свойствах сфалеритов различных месторождений могут быть объяснены различием в их вещественном составе, главным образом, в содержании железа, входящего в состав сфалеритов, как в виде изоморфной примеси, так и в виде эмульсионных включений пирротина.

Наличие железа в сфалеритах приводит к изменению параметров кристаллической решетки, влечет изменение типа связи и энергетического состояния минерала, т.е. существенно влияет на поверхностные свойства.

Предложены различные реагентные режимы для флотации сфалерита двух генераций, различающихся по флотационным свойствам. Показано, что бездефектный сфалерит первой генерации флотируется значительно лучше, чем сфалерит второй генерации с дефектами кристаллической структуры, обусловленными входением меди в состав этих минералов. Для ряда образцов халькопиритов и арсенопиритов детально прослежена взаимосвязь между степенью окисления их поверхности, сорбцией реагентов и флотацией.

Самостоятельное направление исследований закономерностей флотации сульфидных минералов представлено работами по изучению взаимосвязи их электрофизических свойств с флотацией. Установлен ряд качественных взаимосвязей между величиной и знаком термоэлектродвижущей силы (ТЭДС), значением электропроводности и электродного потенциала с адсорбцией кислорода и реагентов на поверхности минералов полупроводников (галените, халькопирите, пирите, арсенопирите) и их флотацией.

Изучено влияние примесей в составе минералов на их электрофизические свойства и флотацию. Рекомендован метод диагностики генезиса минералов по данным измерений их электрофизических свойств [1].

1.3. Использование неоднородности флотационных свойств сульфидных минералов для интенсификации процесса селективной флотации полиметаллических руд

В настоящее время одним из основных направлений по усовершенствованию технологии селективной флотации сульфидных руд цветных металлов является использование неоднородности разделяемых минералов по флотационным свойствам в условиях низких концентраций реагентов-собирателей с получением «головок» моноконцентратов в первых операциях флотационной схемы. Теоретическим обоснованием этого направления является установленная рядом работ естественная флотируемость многих сульфидных минералов без реагентов и их активная флотация при низкой концентрации последних. Причем, как в отсутствии реагентов, так и при «холодных» реагентных режимах, имеют место различия во флотационном поведении зерен одного и того же минерала, также, как и нескольких разделяемых минералов флотируемой руды. Последнее привело к появлению нового термина «спектр флотируемости» минералов, используемого в ряде работ. Таким образом, ранее развиваемые представления о том, что только молекулярные связи в кристаллической решетке минералов являются причиной естественной флотируемости или природной гидрофобности последних дополнены в настоящее время новыми экспериментальными фактами, не нашедшими пока полного теоретического объяснения. Так, например, выполнены детальные исследования, установившие высокую естественную флотируемость халькопирита. Показано, что при флотации медной руды концентрации собирателя 10 мг/л является достаточной для извлечения меди выше 80%. Сделано допущение об определяющей роли окислительно-восстановительного потенциала пульпы при флотации халькопирита без реагентов.

Проанализированы экспериментальные зависимости естественной флотируемости, времени индукции и электрокинетического потенциала

галенита, халькозина и борнита от величины pH. Установлена максимальная естественная флотуемость минералов в отсутствие собирателя при условии образования на поверхности минерала слоя элементарной серы с толщиной более толщины двойного электрического слоя. Для сфалерита, обладающего естественной флотуемостью, изучены изменения на его поверхности в присутствии различных депрессоров. Установлено, что естественная флотуемость снижается с повышением pH, что связано с образованием гидроокиси цинка в щелочной среде. Об естественной флотуемости галенита и халькопирита опубликованы также данные в работах [1, 3].

С учетом теоретических исследований приводится новая классификация флотоактивности сульфидных минералов, основанная на различных механизмах гидрофобизации.

Большинство сульфидных минералов не обладают природной флотоактивностью и относятся к классу минералов с наведенной флотоактивностью:

- с помощью введения собирателей и без собирателей. В отсутствии собирателей минеральные поверхности становятся гидрофобными;
- при взаимодействии с Na_2S (Na_2S -наведенная флотоактивность);
- при самостоятельном анодном окислении минеральной поверхности (собственно-наведенная флотоактивность).

Классификация сульфидных минералов по флотоактивности полезна для разработки новых схем селективной флотации, например, галенит-сфалерит-пиритной руды, которая основана на использовании селективной Na_2S -наведенной флотоактивности пирита.

Переход от изучения естественной флотуемости сульфидных минералов в условиях методических исследований к флотации природных руд при низких расходах реагента, стимулировал появление принципиально нового направления в селективной флотации сульфидных руд. Для одних исследователей оно формулируется как использование различий в естественной флотуемости минералов при «голодных» реагентных режимах, для других – как учет спектра флотуемости минералов, основанный на выделении из руды фракций минералов неоднородных по своим флотационным свойствам. В обоих случаях обоснованием предлагаемых процессов интенсификации селективной флотации является использование различий или неоднородности во флотационных свойствах зерен минералов, проявляемых при «голодных» реагентных режимах.

Этот подход является новым и выдвинут в отечественных работах по теории и практике селективной флотации сульфидных руд в последние годы. При этом следует указать, что в общем плане причины неоднородности флотационных свойств минералов рассматривались во многих ранних работах по теории флотации и продолжают привлекать внимание исследователей до настоящего времени. В этих работах указывается, что причины неоднородности сульфидных минералов (свинца, меди, цинка, железа и т.д.) по флотационным свойствам разнообразны по природе и способам проявления. В исследованиях П.А. Ребиндера, Г.С. Стрельцина, В.А. Глембоцкого и М.А. Эйгелеса неоднородность минералов по флотационным свойствам связывается с неоднородностью их поверхности. Роль неоднородности поверхности во взаимодействии минералов с реагентами при флотации, необходимость учета неоднородности в теоретических исследованиях флотационного процесса и привлечения понятия неоднородности к объяснению механизма закрепления реагентов и образованию адсорбционных слоев реагентов, детально рассмотрены в ряде отечественных и зарубежных исследований.

В многочисленных исследованиях, выполненных И.Н. Плаксиным, экспериментально доказано неравномерное распределение флотационных реагентов на поверхности минеральных частиц, связанное с неоднородностью их поверхности, и дана количественная оценка степени неравномерности распределения реагента на поверхности минералов.

Показаны принципиальная роль электрохимической неоднородности и плодотворность привлечения современных представлений теории полупроводников для объяснения многих коренных вопросов взаимодействия минералов с флотационными реагентами. Исследования, проведенные В.А. Глембоцким, показали, что сложный микрорельеф минеральной поверхности, наличие трещин в поверхностном слое и различного рода дефекты кристаллической решетки минерала, свидетельствуют о значительной физической, химической и адсорбционной неоднородности поверхности минерала, что в совокупности оказывает существенное влияние на процесс флотации [1, 2, 3].

В лабораторных условиях проведены испытания бесколлекторной свинцово-медной руды предприятия Mattabi Mines Ltd. Установлено, что бесколлекторная флотация халькопирита и галенита (совместно с серебром) возможна в условиях $210\text{mV} < E < 280\text{mV}$. При этом халькопирит и галенит извлекаются в пределах 80-90%, что сравнимо с фабричными показателями (при использовании собирателя). При этом достигается хорошая селективность медных и цинковых минералов, а серебро извлекается в коллективный концентрат совместно с галенитом.

Показана возможность флотации одним пенообразователем в присутствии тиосульфата натрия и феррицианида калия, которые депрессируют естественную флотирuemость борнита и халькозина. Установлена корреляция между флотирuemостью галенита и сульфидов меди, количеством элементарной серы на их поверхности и тепловой десорбции молекул и воды и температурой начала эндозффекта.

В настоящее время для полиметаллических комплексных руд Джезказганского месторождения предложена новая схема обогащения с раздельной флотацией легко- и труднофлотирuemых фракций руды (спектра флотирuemости минералов).

Разработаны и проверены в промышленных условиях три варианта схемы раздельной селективной флотации:

- схема с выводом медной «головки» и совместной селекцией быстрофлотирuemой фракции и оставшейся части медленно флотирuemой фракции;
- схема без вывода медной «головки» и раздельной селекцией быстро- и медленно флотирuemой фракции;
- схема с выводом медной «головки» и раздельной селекцией быстрофлотирuemой фракции и оставшейся части медленнофлотирuemой фракции.

По первому варианту повышено извлечение меди на 1,35%, улучшено качество свинцового концентрата и снижен расход цианида на 86 г/т.

В ряде работ показана возможность выделения части медных минералов в товарный концентрат в голове процесса без введения реагентов-собирателей, за счет естественной флотирuemости.

Различия в спектрах флотирuemости нескольких разновидностей сфалерита использовано при разработке флотационной технологии медно-цинково-пиритных руд ДеГярского месторождения.

В других работах флотация проводится сначала одним вспенивателем, что позволяет выделить тонкие зерна в «головку» преимущественно свинцового концентрата, затем при умеренном расходе ксантогената либо аз-

рофлота выделяется «головка» медного концентрата, вторичная загрузка собирателя дает свинцово- медный продукт, который объединяется с «головкой» свинцового концентрата и разделяется по циановой технологии на товарный свинцовый и медный концентраты.

Таким образом, технологическая схема флотации с учетом спектра флотируемости минералов обеспечивает их селекцию при низких расходах собирателя и позволяет выделять одну или две товарных «головок» моноконцентратов из сульфидных руд, с извлечением в них порядка 50% и более свинца, цинка и меди, соответственно, в голове процесса без применения модификаторов.

При последующей флотации с увеличенным расходом собирателя выделяют коллективный концентрат, подвергаемый селекции с применением реагентов-регуляторов.

Приведенные практические результаты по флотации с учетом неоднородности флотационных свойств минералов подтверждают целесообразность дальнейшего использования и развития этого направления [1, 2, 3].

1.4. Анализ и обобщение результатов по технологической переработке комплексных оловянно-полиметаллических серебросодержащих руд

Оловянно-полиметаллические серебросодержащие руды являются комплексным минеральным сырьем по составу и концентрации в них ряда ценных попутных элементов: помимо олова они содержат свинец, цинк, медь, серебро, висмут, кадмий, индий, серу и др.

Стоимость цветных и благородных металлов, представленных в них в основном сульфидными минералами, сопоставима и нередко превосходит стоимость олова, что обеспечивает высокую извлекаемую ценность этих руд и потенциальную возможность расширения минерально-сырьевой базы олова и других металлов за счет вовлечения их в промышленную переработку.

Однако, показатели обогащения этих руд невысокие, в основном, из-за технологических трудностей, возникающих при разделении сульфидов и минералов олова, что обусловлено в основном спецификой вещественного состава этих руд. Вследствие этого в настоящее время эксплуатируются только богатые многосульфидные комплексные оловянные месторождения, переработка которых оправдывается и при извлечении олова на уровне 50-60% [1, 3, 4].

Комплексные оловянно-полиметаллические серебросодержащие руды, например, Приморского края, представлены целым рядом месторождений со сравнительно невысокими содержаниями олова и промышленными содержаниями свинца, цинка и серебра, по данным многих исследований, рассматриваемых ниже, обогащаются по типовым промышленным схемам с извлечением олова, не превышающим 30-40%. Это послужило основанием для их консервации на начальных стадиях геологоразведочных работ, однако, в последние годы, для одного из взятого в качестве эталона Зимнего месторождения Приморского края, была разработана схема комплексного обогащения руды. Это послужило основанием для развития геологоразведочных работ на Зимнем месторождении с целью подготовки его к подсчету запасов [1, 3, 4].

При технологической оценке оловянно-полиметаллических руд основной задачей исследований являлось извлечение из них олова в товарные концентраты. Для этого использовались гравитационно-флотационные,

флотационно-гравитационные и гравитационные, схемы обогащения с получением зернистого и шламового оловянных концентратов, а также концентратов и промпродуктов цветных металлов. Вопросы извлечения благородных металлов из руд на этой стадии исследований, как правило, не ставились, в качестве примера гравитационно-флотационной схемы рассмотрены результаты исследований руд Дальнегосейского месторождения Приморского края. Предложенная трехстадийная гравитационная схема при начальной крупности руды -2 мм и конечной -0,2 мм позволила получить черновой коллективный концентрат, после доводки которого флотогравитацией и флотацией был получен оловянный концентрат при извлечении 60% от руды. Из сульфидов доводки выделен товарный медный концентрат с извлечением 40% [5, 8].

Проведенные в ВИМСе исследования по гравитационно-флотационной схеме обогащения оловянно-полиметаллических руд месторождений Встречное и Смирновское Приморского края показали, что из руд, содержащих (%): олова – 0,23-0,40, свинца – 1,52-2,3, цинка – 2,1-2,2, серебра – 65-88 г/т, выделены зернистые и шламовые оловянные концентраты, содержащие олова 17,12-19,24% и 8,36-15,02% при суммарном извлечении 44,38-57,85%, а также получены товарные свинцовый и цинковый концентраты при извлечении 77,52-80% свинца и 59-79% цинка [1, 5, 8].

Детальные разработки института ЦНИИОлово для многосульфидных оловянных руд месторождения Фестивальное Хабаровского края показали, что оптимальным вариантом их переработки является флотационно-гравитационная схема обогащения, обеспечивающая получение оловянного и медно-висмутитового концентратов с извлечением олова на уровне 60-65% от руды. В то же время при переработке этих руд в промышленных условиях по гравитационно- флотационной схеме, извлечение олова не превышает 50%. Это объясняется, в основном, тесной ассоциацией касситерита с сульфидными минералами и, следовательно, со значительными потерями олова при доводке черновых концентратов.

На некоторых обогатительных фабриках Австралии, Великобритании и Боливии также перерабатываются комплексные оловянные руды, содержащие, помимо олова, свинец, цинк, медь и серебро. При переработке таких руд применяют гравитационно-флотационные и флотационно-гравитационные схемы, позволяющие извлечь из руды самостоятельные концентраты кроме олова и другие ценные компоненты. Так, на фабрике «Колкири» (Боливия) наряду с оловянным концентратом получают цинковый, на фабрике «Кливленд Тин» (Австралия) – медный с извлечением меди 53,6% (содержание меди в руде – 0,22%). На фабрике «Уил Джейн» (Великобритания) – медно-свинцово-серебряный, на фабрике «Маунт Веллингтон» (Великобритания) переработку комплексных оловянно-медно-цинковых руд с содержанием олова – 1,2% осуществляют по схеме коллективной сульфидной флотации и последующим извлечением олова из «хвостов» флотации гравитацией. Фабрика выдает 35%-ный высокосортный и 20%-ный низкосортный оловянные концентраты, а также коллективный медно-цинково-серебряный продукт. При переработке оловянно-полиметаллической руды с содержанием олова – 0,28%, меди – 1,25%, цинка – 3% на японской фабрике Nikolita производительностью 300 тыс.т руды в год по флотационно-гравитационной схеме с последовательной селективной флотацией меди и цинка, доизмельчением хвостов флотации, гравитацией материала -0,074+0,020 мм и флотацией материала -20+5 мкм, получены:

– товарные медный и цинковый концентраты с извлечением 90% и 81%, соответственно,

– гравитационный и флотационный касситеритовые концентраты с содержанием олова 60% и 40% и извлечением 56 и 3,5%, соответственно. Аналогичная схема принята на ведущей обогатительной фабрике по переработке оловянных руд – «Ренисон Белл» (Австралия). Однако, здесь сульфиды направляются в отвал, а олово извлекается из хвостов сульфидной флотации с применением гравитационных и флотационных процессов обогащения.

Согласно опубликованным сводным данным по 12 обогатительным фабрикам объединения «Комибол» (Боливия) среднее содержание олова в руде составляет 0,81%, а извлечение в 34,1%-ные концентраты – 49,1%. Средние показатели переработки оловянно-полиметаллических руд на фабриках Австралии, Великобритании, Японии, Мексики и Канады таковы: при содержании олова в руде 0,76%, извлечение его в товарные концентраты находится на уровне 60% [1, 5, 8].

Таким образом, можно сделать вывод о сравнительно невысоких технологических показателях обогащения комплексных оловянно-полиметаллических серебросодержащих руд. Извлечение олова в кондиционные концентраты из таких руд по данным отечественных и зарубежных источников информации не превышает 40-50%, свинца, цинка и меди – не более 50-65%, а ценных редких и благородных «попутчиков» – 30-40%.

Относительно низкие показатели, полученные при обогащении оловянно-полиметаллических серебросодержащих руд по гравитационно-флотационным и флотационно-гравитационным схемам, поставили перед исследователями задачу – создать принципиально новую технологию обогащения этих руд с целью вовлечения их в промышленность.

Экспериментально разработана в лабораторных условиях комбинированная обогатительно-металлургическая схема переработки оловянно-сульфидных руд месторождения Юбилейное Приморского края, в схеме предусмотрено получение коллективного оловянно-сульфидного концентрата в голове процесса и бедного оловянного концентрата гравитацией из хвостов сульфидной флотации. Суммарное извлечение олова в продукты обогащения составляет 77%. Переработка их методом вакуумной пироселекции позволяет получить возгоны с содержанием 25% олова при извлечении 73% от руды. По аналогичной схеме, но с более низкими показателями, при извлечении олова в возгоны на уровне 57%, теми же авторами разработана схема переработки руды месторождения Нижнее.

По разработанной флотационно-металлургической схеме переработки комплексной оловянно-полиметаллической руды Восточного поля Шерловогорского месторождения, включающей свинцовую флотацию с получением кондиционного концентрата, последующую оловянно-свинцовую флотацию с получением коллективного оловянно-свинцового продукта, направляемого на фьюмингование, достигнуто суммарное извлечение свинца в товарный концентрат 62,8%, серебра – 43,8% и извлечение олова на уровне 49%. Для руды того же месторождения в работе предложена и экспериментально разработана более простая схема обогащения с проведением только коллективной флотации, позволяющей получить оловянно-свинцовый продукт, содержащий 0,44% олова, 7,38% свинца, 246 г/т серебра, при извлечении (%): 72, 46; 87,17; 69,94, соответственно.

Выявлена принципиальная возможность переработки этого продукта методом хлоридовозгонки и гидрометаллургическим способом с последующей флотацией кеков выпелачивания [5, 8].

За рубежом исследования по разработке комбинированных обогачительно-металлургических схем проводятся в Боливии в Научно-исследовательском институте горного дела и металлургии (г. Оруро) совместно с компанией «Корпорейшн минера де Боливия». Разработана комбинированная обогачительно-металлургическая схема переработки тонковкрапленной оловянно-полиметаллической руды, содержащей (%): 16,4 цинка, 1,55 свинца, 1,2 олова и 495 г/т серебра. В результате обогащения руды получают свинцово-серебряный концентрат с содержанием 28,95% свинца и 68,8 кг/т серебра при извлечении 61,4 и 48,98%, соответственно, цинковый концентрат с содержанием 53,5% цинка при извлечении 76,8%, оловянные продукты: гравитационный, с содержанием 10,77% олова, при извлечении 3,14% и флотационный, содержащий 20,27%. Переработка этих оловянных концентратов и первичных шламов предусматривается с использованием фьюмингования. Сквозное извлечение олова во фьюминг-возгоны, содержащие 25-35% олова, не превышает 21% от руды. Причиной низкого извлечения олова и серебра являются неизученность флотации буланжерита и джемсонита, наличие нераскрытых сростков сульфидов в сульфидной флотации, а также сростков сульфидов с касситеритом, уходящих в сульфидные концентраты, потери олова со шламами, плохая флотирруемость касситерита, трудности оптимизации pH.

На фабрике «Боливар» (Боливия) разработана комбинированная обогачительно-металлургическая схема с получением (гравитацией и флотацией) коллективных концентратов с выходом до 15%, с содержанием 15-17% олова, 10% свинца, 8% цинка и 200 г/т серебра, направляемых на фьюмингование, с получением богатых оловянных возгонов и извлечением цинка и серебра из шлаков.

На этой фабрике предполагается также строительство фьюминговой установки для переработки низкосортных оловянных продуктов, что позволит получать сквозное извлечение олова в металл на уровне 78%, вместо 65-70%, получаемых в настоящее время.

Таким образом, применение комбинированных обогачительно-металлургических схем для переработки комплексных оловянно-полиметаллических руд позволяет повысить комплексность использования сырья и сквозное извлечение олова, цветных и благородных металлов в товарные концентраты и продукты [1, 5, 8].

1.5. Основные направления по интенсификации флотации комплексных полиметаллических руд, содержащих благородные металлы

Согласно опубликованным литературным данным, в настоящее время лишь 20% серебра извлекается из собственных серебряных руд, остальная же часть извлекается попутно при комплексной переработке руд цветных металлов: свинцово-цинковых (45%), медных (18%), золотых и оловянно-полиметаллических (17%).

Технология флотационного обогащения комплексных руд цветных металлов подчинена задаче получения кондиционных концентратов цветных металлов с максимальным извлечением в них ценных компонентов, в том числе благородных металлов (золота и серебра).

Решение этой задачи неразрывно связано с развитием селективной флотации комплексных сульфидных руд, которая находит свое отражение в многочисленных научно-исследовательских работах в РФ и за рубежом.

Основным направлением совершенствования селективной технологии флотации руд цветных металлов, содержащих золото и серебро, на современном этапе является интенсификация флотации сульфидных минералов, золота и серебра на основе усовершенствования реагентных режимов за счет применения новых специфических собирателей, обладающих повышенным селективным действием.

1.5.1. Особенности флотационного обогащения и практика переработки комплексных сульфидных руд, содержащих благородные металлы

Основным методом обогащения комплексных сульфидных руд цветных металлов является флотация. В ряде случаев технология предусматривает гидрометаллургическую переработку флотационных хвостов для доизвлечения благородных металлов. Флотационные серебросодержащие концентраты направляют на металлургические заводы, где, наряду с цветными металлами, выплавляют серебро. Серебросодержащие руды цветных металлов перерабатывают на Флотационных фабриках Мексики, Перу, Канады, США, Японии, Финляндии, ФРГ, Великобритании, Гондураса, Норвегии и др. стран.

На долю первых четырех приходится около 60% производства первичного серебра за рубежом. Примерами отечественных фабрик по переработке комплексных сульфидных серебросодержащих руд являются: Бурибаевская, Белоусовская, Центральная, Среднеуральская, Красноуральская и др.

В каждом конкретном случае технология флотационного обогащения отражает специфику перерабатываемого сырья. Вместе с тем, наличие общих и характерных признаков позволяет сделать ряд выводов. На всех рассмотренных отечественных и зарубежных обогатительных фабриках, перерабатывающих комплексные серебросодержащие руды флотационными методами, серебро концентрируют совместно с другими ценными промышленными компонентами, извлекая его в различные по составу кондиционные концентраты цветных металлов - свинцовые, медные, висмутовые и др.

Анализ реагентных режимов более 30 зарубежных и ряда отечественных фабрик показал, что при флотации комплексных сульфидных серебросодержащих руд в качестве собирателей используют широкий ассортимент гетерополярных сульфидрильных реагентов – различные ксантогенаты, аэрофлоты, тионокarbonаты и меркаптобензотиазолы. На зарубежных фабриках чаще других собирателей применяют ксантогенаты, в числе которых наибольшее распространение получили амиловый, изопропиловый, изобутиловый и этиловый, а также аэрофлоты – этиловый (содовый), вторичнобутиловый, изопропиловый и др. За рубежом при обогащении всех руд цветных металлов на долю ксантогенатов приходится 57% общего объема потребления собирателей, в то время, как на долю дитиофосфатов (аэрофлотов) – только 15% [1, 4].

На многих фабриках применяют сочетания флотационных коллекторов по известному принципу: сильный (но малоселективный) – слабый (более селективный). Например, сочетание высшего (гексилового, амилового) и низшего (этилового, изопропилового) ксантогенатов на фабриках Никохате (Япония), Пюхасалми, Керетти (Финляндия), Сильва Бир, Квемонт (Канада)

и др., сочетание ксантогената и аэрофлота на фабриках Хитаچی (Япония), Хада Сил, Агнико игл Майнэ, Экстол (Канада), Ла Каридад Фреснило (Мексика), Эль-Мочито (Гондурас) и др., сочетание ксантогената и изопропилэтилтионокарбаматом или меркаптобензотиазолом на фабриках Брансуик (Канада), Каваяма (Япония), Локкен (Норвегия) и др.

Средний удельный расход сульфидрильных собирателей при флотации всех руд цветных металлов на зарубежных фабриках составляет 25-122 г/т [1, 4].

Высокие требования по качеству товарных концентратов «основных» металлов наряду с недостаточной селективностью действия сульфидрильных коллекторов в отношении сульфидных минералов железа обуславливают широкое применение на фабриках реагентов-модификаторов, обеспечивающих необходимую степень концентрации извлекаемых металлов: соды, извести, сернистого и цианистого натрия, цинкового и медного купороса, жидкого стекла и т.д. Технология флотационного обогащения комплексных серебросодержащих руд, направленная на получение кондиционных концентратов цветных металлов с максимальным извлечением в них серебра, определяется в первую очередь флотоактивностью серебросодержащих минералов в конкретных условиях флотации. Соответственно, при разработке флотационной технологии обогащения сложных серебросодержащих руд важно учитывать минеральную форму присутствия благородного металла.

Серебро в рудах может быть представлено как самостоятельными минеральными формами (металлическое состояние, простые и сложные сульфиды и т.д.), так и быть связанным с другими рудными пороодообразующими компонентами в виде тонких механических вкраплений, твердого раствора или изоморфно входить в структуру минералов.

Технология флотации, направленная на максимальное извлечение основных металлов – свинца, цинка, меди, сурьмы и др. в соответствующие кондиционные концентраты, удовлетворяет условию максимального извлечения серебра, присутствующего в рудах в виде микровкраплений или изоморфной примеси в сульфидах основных металлов, так как извлечение серебра в этом случае определяется флотоактивностью и полнотой извлечения вмещающих минералов.

Проблема повышения извлечения серебра из комплексных руд в течение многих лет является одной из центральных в цветной металлургии, в связи с низким общим попутным извлечением благородных металлов при флотационном обогащении свинцово-цинковых, медных и смешанных руд.

Исследованиями продуктов переработки сложных серебросодержащих руд на ряде фабрик РФ установлено, что в хвостах флотации значительную долю потерь серебра составляют крупные частицы извлекаемых минералов, представленные преимущественно самородным серебром, а также сростками металлического серебра и его сульфидов с кварцем и гидроксидами железа – т.е. в принципе извлекаемые флотацией формы. Одна из основных причин неудовлетворительного извлечения благородных металлов на флотационных фабриках - несоответствие применяемой технологии условиям эффективной флотации минералов золота и серебра.

Наиболее общими недостатками флотационных режимов обогащения сульфидных серебросодержащих руд, ограничивающими извлечение серебра, являются:

- использование в качестве собирателей реагентов одного класса – сульфидрильных, недостаточно селективных по отношению к сульфидам железа в условиях максимальной флотиремости минералов серебра (при pH 6-8);

– широкое применение реагентов-модификаторов, оказывающих побочное депрессирующее действие на флотацию минералов серебра.

Таким образом, анализ современного состояния и особенностей технологии флотационного обогащения комплексных сульфидных руд свидетельствует о наличии резервов более рационального их использования, в первую очередь, за счет повышения извлечения золота и серебра, представленных собственными минеральными формами и в самородном виде [1, 4, 5, 8].

1.5.2. Интенсификация флотации благородных металлов на основе совершенствования реагентных режимов

Для решения проблемы попутного извлечения золота и серебра из комплексных сульфидных руд цветных металлов используют различные пути совершенствования технологии флотационного обогащения. В первую очередь успехи флотации связаны с ассортиментом применяемых реагентов-коллекторов, вспенивателей, модификаторов. Одним из эффективных путей оптимизации процесса селективной флотации является изыскание и применение новых селективных реагентов-собирателей. В последние годы интерес исследователей проявлен к использованию в процессе флотации сульфидных руд реагентов, сконструированных на основе ацетиленовой и гидроксильной групп. Сочетание в структуре молекул солидофильной ацетиленовой и гидрофильной спиртовой групп придает им свойства собирателей-вспенивателей.

Так, диметилвинилэтинилкарбинол (ДМВЭК) $\text{CH}_2=\text{CH}-\text{C}=\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)_2-\text{OH}$, испытан в промышленных условиях при флотации серебросодержащих свинцовых руд в качестве заменителя, используемого на фабрике вспенивателя – водной эмульсии Т-66 с трансформаторным маслом и порошком «Новость». С применением ДМВЭК извлечение благородных металлов в свинцовый концентрат повысилось в среднем на 4,1%. Два соединения – метилфенилэтинилкарбинол и диметилэтинилкарбинол, структурные формулы которых, соответственно: $\text{HC}=\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)(\text{C}_6\text{H}_5)-\text{OH}$, $\text{HC}=\text{C}-\text{C}(\text{CH}_3)_2-\text{OH}$, испытаны при флотации комплексной сульфидной руды, характеризующейся наличием свободного металлического серебра (более 50% от его общего количества). Испытания показали, что реагенты являются более эффективными, чем бутиловый ксантогенат, собирателями серебра: при флотации с использованием метилфенилэтинилкарбинола, а также смеси диметилэтинилкарбинола с ксантогенатом прирост извлечения серебра составил, соответственно, 3,1% и 1,6% по сравнению с флотацией одним бутиловым ксантогенатом, с одновременным улучшением качества концентрата по серебру.

Для интенсификации флотации благородных металлов при обогащении руд сложного состава предложено использовать в качестве собирателей смесь ксантогенатов с карбамидом при расходе последнего 5-12 г/т руды. Применение сочетания ксантогената с карбамидом позволило избирательно интенсифицировать флотиремость самородного серебра и золота в процессе обогащения медно-молибденовых руд. Общее повышение извлечения серебра на действующей фабрике составило 9,8% (отн.). Исследованиями на природных минералах серебра установлена эффективность применения сочетания двух собирателей по сравнению с использованием каждого из них в отдельности. Полупромышленные испытания на комплексных серебросодержащих рудах Лукатского и Хаканджинского месторождений подтвердили преимущество использования смеси бутилового ксантогената и бути-

лового дитиофосфата по сравнению с использованием только одного бутилового ксантогената. При флотационном обогащении руд, содержащих частицы серебра с покрытиями из гидроксидов железа, серебросодержащие окислы железа и марганца, частично окисленные сульфиды серебра и другие окисленные формы присутствия серебра, эффективной технологией обогащения является разработанный в ЦНИГРИ способ комбинированной флотации, т.е. флотации, осуществляемой в две или три стадии в принципиально различных условиях. В частности, в производственных условиях на рудах ряда месторождений испытан способ флотации с сульфидирующими и оксидирующими собирателями. В процессе «окисленной» флотации в качестве собирателей наиболее эффективным оказалось применение таллового масла в сочетании с керосином. Способ комбинированной флотации позволяет повысить общее извлечение серебра дофлотацией его «упорных» форм из хвостов сульфидной флотации.

Положительное селективное влияние вспенивателя МИБК на флотиремость серебра при переработке полиметаллической руды установлено на Лениногорской фабрике (Казахстан): в процессе промышленных испытаний замена реагента 3-1 на МИБК в коллективном цикле флотации привела к повышению извлечения серебра в коллективный концентрат при сокращении или снижении технологических показателей по другим металлам – меди, свинцу, цинку, железу и золоту.

На многих предприятиях разработаны прогрессивные способы флотации комплексных серебросодержащих руд, позволяющие исключить или, по крайней мере, уменьшить дезактивирующее влияние модификаторов на флотацию серебра. Так, на некоторых флотационных фабриках осуществлен переход к бесциановой технологии с использованием в качестве депрессоров сульфитов цинка и железа сульфитной группы реагентов: бисульфита натрия, сернистого газа, раствора двуокиси серы. Сульфитные модификаторы используют на обогатительных фабриках Экстол, Фокс, Квемонт, Маттагами (Канада), Каваяма (Япония), Локкен (Норвегия) и др. По сравнению с цианидами, преимущество сульфитных реагентов состоит в снижении потерь благородных металлов, уменьшении загрязнения сточных вод (экологический эффект) и сокращении общих затрат на реагенты.

На фабрике Дьюваз (Перу), перерабатывающей полиметаллическую серебросодержащую руду, 50% извлекаемой ценности которой обусловлены наличием серебра, значительное сокращение расхода извести и цианида, соответственно, с 1200 до 180 г/т и с 160 до 110 г/т, с одновременным вводом в процесс каустической соды для поддержания pH на уровне 7,5 позволило повысить извлечение серебра с 70% до 80% [1, 2, 3].

В РФ с целью повышения комплексности использования серебросодержащего сырья на Красноуральской и Среднеуральской обогатительных фабриках, перерабатывающих медные серебросодержащие руды Гайского месторождения, разработана технология коллективно-селективной флотации с получением пиритного концентрата в камерном продукте селекции, причем технология исключает применение модификаторов в коллективном цикле. При разработке технологии обогащения серебросодержащих свинцово-цинковых и полиметаллических руд ряда месторождений РФ для депрессии минералов железа и цинка использованы гидросульфит натрия, сочетание цинкового и железного купороса в содовой среде, сочетание извести и цинкового купороса с добавкой сернистого натрия, что позволяет исключить применение цианида в процессе флотации и, тем самым, уменьшить потери серебра.

В числе мероприятий, обеспечивших повышение технологических показателей по извлечению золота и серебра из комплексных сульфидных руд, наряду с перечисленными, следует также отметить регулирование содержания в пульпе растворенного кислорода воздуха – активного компонента флотационных систем, регулирование соотношения окисленной и восстановленной формы ксантогената электрохимическим и химическим методами [1, 3].

Таким образом, совершенствование технологии флотационного обогащения комплексных сульфидных руд, содержащих благородные металлы, на современном этапе реализуется различными способами. Одним из наиболее эффективных путей интенсификации флотации золота и серебра и повышения комплексности использования руд, является изыскание и применение новых реагентов-собирателей, удовлетворяющих следующим основным требованиям:

- эффективное собирательное действие на минералы золота и серебра и минералы цветных металлов, связанные с ними;
- пониженная собирательная способность по отношению к сульфидам железа в оптимальных условиях извлечения золота и серебра, и связанных с ним минералов цветных металлов;
- благоприятные токсикологические, пожароопасные и другие свойства, характеризующие технологичность использования реагента;
- доступность – наличие достаточного производства и удовлетворительная стоимость.

Применение специфических собирателей, в свою очередь, уменьшает значение реагентов-модификаторов в процессе флотации сложных по составу руд.

Как было установлено предыдущими исследованиями специфическое (избирательное) действие на золото и серебро может быть связано с наличием в структуре реагента кратных $C \equiv C$ и $C=C$ связей при условии их преобладающей активности в качестве солидофильных фрагментов. Активность кратных углеродных связей обусловлена их электронным состоянием и стерической доступностью в составе реагента. Из числа известных в качестве флотационных реагентов непредельных соединений солидофильной активности кратных $C \equiv C$ и $C=C$ связей в наибольшей мере отвечает молекулярная структура реагента МИГ-4Э (этинилвинилбутилового эфира), как представителя соединений типа этинилвинилакиловых эфиров, формула которого $C_4H_9-O-C \equiv CH-CH=CH_2$.

Сочетание в молекуле реагента МИГ-4Э двух функциональных групп ацетиленовой $C \equiv C$ и этиленовой $C=C$ обуславливает высокую эффективность его собирательного действия при флотации сульфидов цветных и благородных металлов [1, 2, 3].

2. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МИНЕРАЛЬНО–СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ОЛОВА И ВОЛЬФРАМА РОССИИ

2.1. Олово

На территории РФ установлены месторождения следующих промышленных типов (согласно классификации ГКЗ): грейзенового, касситерит–вольфрамового, кварцевого, касситерит–хлоритового, касситерит–турмалинового, касситерит–многосульфидного, касситерит–сульфидно–сульфосольного и касситерит–скарнового. Распределение запасов и добычи по промышленным типам руд охарактеризовано данными таблицы 1.

Таблица 1

Характеристика минерально-сырьевой базы олова РФ, %

Промышленный тип месторождений	Доля в запасах	Доля в добыче	Содержание олова
Касситерит–грейзеновый	6,4	0,0	0,31–0,69
Касситерит–вольфрамит–кварцевый	17,2	5,0	0,16–0,49
Касситерит–хлоритовый	13,4	46,0	0,4–1,5
Касситерит–турмалиновый	40,0	22	0,3–3,1
Касситерит–многосульфидный	9,0	17,8	0,2–0,7
Касситерит–сульфидно–сульфосольный	7,0	4,5	0,15–2,2
Касситерит–скарновый	1,0	0,0	0,15–0,5

Данные таблицы 1 показывают, что основными типами промышленных месторождений являются: касситерит турмалиновый, касситерит–хлоритовый и касситерит–вольфрамит–кварцевый (месторождения Соболиное, Правоурмийское, Арсентьевское, Силинское, Тигриное, Иульгинское, Хинганское) – 70,6% в запасах и 73% в добыче.

Следует также подчеркнуть опережающую роль в добыче по сравнению с запасами касситерит–многосульфидных руд (17,8 и 9,0%).

Характерным для каждого типа руд является значительные колебания в содержании олова. Так, для ведущего по запасам касситерит–турмалинового типа содержания олова колеблются от 0,41 (месторождения Солнечное, Лунное) до 0,8–1,5% (месторождения Валькумей, Депутатское). В касситерит–многосульфидных рудах характерны значительные колебания по содержанию в пределах одного и того же месторождения (0,2–0,7% для руд Фестивального месторождения).

Сравнение содержания олова в эксплуатируемых месторождениях и разведанных подготовленных к промышленному освоению показывает положительные перспективы развития оловодобывающей отрасли РФ. Так, если среднее содержание олова на эксплуатируемых месторождениях составило в 90–93гг. 0,31%, то при освоении разведанных и принятых в балансовые запасы месторождений (Одинокое, Соболиное, Правоурмийское, Депутатское), оно повышется до 0,4–0,5%.

Основным параметром, определяющим показатели обогащения оловянных руд с касситеритовой минерализацией, является крупность вкрапленности зерен и агрегатов касситерита, составляющая для крупновкрапленных оловянных руд 0,25мм, средневкрапленных 0,25– 0,12мм, мелковкрапленных 0,12–0,06 мм, тонковкрапленных 0,06мм. В таблице 2 охарактеризовано распределение оловянных руд с различной вкрапленностью касситерита в разведанных и эксплуатируемых месторождениях в целом по России, а также в ее основных административных районах, приведены также технологические показатели для каждого типа руд.

Установлено, что в эксплуатируемых месторождениях основную роль играют мелковкрапленные руды (52,2%), тогда как в разведанных – средневкрапленные (64,0%). Следовательно, при вводе в эксплуатацию новых предприятий можно ожидать повышения среднего отраслевого извлечения при обогащении до 80–82% для крупновкрапленных руд и 76–78% для средневкрапленных, даже в условиях принятых технологических схем [1, 5, 6, 8].

Таблица 2

**Распределение руд с различной вкрапленностью касситерита
в месторождениях (взятых на баланс) и в эксплуатируемых в отн. %
и технологические показатели**

	Месторождения		Извлечение олова в товарные концентраты, % (промышленные предприятия)
	Разведанные	Эксплуатируемые	
Крупновкрапленные	0,96	15,8	80–82
Средневкрапленные	64,00	18,15	76–78
Мелковкрапленные	22,40	52,2	60–62
Тонковкрапленные	12,64	13,4	20–40
Суммарно	100,0	100,0	

Охарактеризован минеральный и химический состав основных промышленных типов комплексных оловянных руд. Наблюдается четкое различие в содержании сульфидов цветных металлов и токсичных элементов, а также минералов породообразующего комплекса в составе промышленных типов руд.

Так содержание тяжелых металлов – свинца, цинка, меди в касситерит–грейзеновом и касситерит–хлоритовом типе руд не превышает десятых и сотых долей %, тогда как в касситерит–сульфидном типе достигает целых процентов. В то же время такие тяжелые металлы, как олово, титан, марганец, кадмий, висмут, мышьяк (за исключением месторождения Одинокое) содержатся во всех изученных типах руд практически в равных или близких количествах.

Приведенные данные по содержанию таких токсичных элементов, как сера, фтор, фосфор, уран, торий, бериллий, несмотря на то, что они пока недостаточно полные (за исключением серы), наглядно характеризуют их колебания в составе различных типов руд. Следует подчеркнуть, что минеральными формами нахождения тяжелых металлов в комплексных оловянных рудах являются оксид олова, сульфиды цветных металлов, топаз, турмалин – характеризующиеся практически полным отсутствием растворимости в водной среде при температуре 20°C, иначе говоря, оловянные руды практически всех промышленных типов, как при низком, фоновом содержании тяжелых металлов и токсичных элементов, так и при высоком, не представляют экологической опасности, поступая на переработку методами механического обогащения.

Содержание урана и тория, приведенное для одного из месторождений (0,0007 и 0,0036%), ниже норм ПДК.

При последующей переработке концентратов обогащения пирро- либо гидрометаллургическими методами, при которых тяжелые металлы и токсичные элементы концентрируются в выбросах в атмосферу, газовой фазе, товарных продуктах, твердых и жидких отходах, в свободном состоянии, требуются специальные меры экологической безопасности, усложняющиеся по мере усложнения вещественного и элементного со-

става руд, при переходе от касситерит–грейзенового, касситерит–кварцевого и касситерит–турмалинового типов к касситерит–сульфидному.

Как указывалось в настоящем обзоре рассмотрено экологическое воздействие технологии переработки руд только на первом этапе, в процессах механического обогащения [1, 5, 6, 8].

2.2. Вольфрам

В связи с проявлением все новых областей применения, производство и потребление вольфрама в мире постоянно возрастает. Эта же тенденция характерна и для нашей страны. Доля России в производстве вольфрама в бывшем Союзе составляла 88,1%. На ее территории выявлены месторождения вольфрама всех известных геолого–промышленных типов. Ведущая роль в разведанных запасах принадлежит скарновым месторождениям (около 60% запасов), в месторождениях штокверкового типа сосредоточено около 25% запасов, а в жильных – порядка 13%. Часть разведанных запасов вольфрама относится к месторождениям других полезных ископаемых (молибдена, олова), в которых минералы вольфрама присутствуют в качестве попутных компонентов. В рессурсах заключено менее 1% запасов.

Анализ минерально–сырьевой базы вольфрама в России показывает, что одновременно с ростом объемов переработки отмечается снижение содержания полезного компонента в исходных рудах. Снижение среднеотраслевого содержания триоксида вольфрама в рудах за последние двадцать лет составило 14%. Эта тенденция сохранится и на ближайшую перспективу, поскольку 2/3 запасов вольфрама, действующих предприятий сосредоточены в бедных рудах с содержанием триоксида вольфрама 0,14–0,15% (Инкурский, Тырныаузский рудники). Необходимо отметить также, что такие действующие рудники, как Холтосонский, Бом–Горхонский, Лермонтовский, Иультинский обеспечены запасами руды менее чем на 12 лет. Следовательно, состояние минерально–сырьевой базы вольфрама действующих предприятий характеризуется как неудовлетворительное, что может привести в недалеком будущем к резкому снижению производства вольфрамовых концентратов. Решение задачи воспроизводства запасов и поддержания достигнутого уровня производства вольфрамовых концентратов невозможно как без вовлечения в эксплуатацию новых вольфрамоворудных объектов, так и без совершенствования технологии их переработки путем создания комбинированных обогатительно–гидрометаллургических схем, позволяющих повысить извлечение вольфрама совместно с сопутствующими полезными компонентами, а также вовлечь в переработку труднообогатимые руды и отходы производства.

Характерной особенностью вещественного состава комплексных вольфрамовых руд является присутствие в них как ценных попутных компонентов (молибден, медь, олово, висмут, а также золото, серебро, тантал, ниобий, свинец, цинк), так и вредных компонентов (мышьяк, сера). Сера обычно связана с сульфидами, пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом, арсенопиритом, висмутином [1, 4, 7].

Железо встречается помимо пирита в виде пирротина, магнетита и лимонита.

Молибден – частый спутник вольфрама, он находится в виде молибденита в кварцевых жилах, а в скарновых рудах представлен еще и повеллитом. Олово присутствует в виде касситерита и реже в виде станнина. Мышьяк находится в руде в виде арсенопирита.

Таким образом, как ценные, так и токсичные элементы находятся в минеральных формах, практически не переходящих в водные растворы при механическом обогащении (12). Данные, характеризующие уровень извлечения попутных компонентов при переработке комплексных вольфрамовых руд, приведены в таблице 3.

Таблица 3

Оценка комплексности переработки руд по компонентам.

Наименование компонентов	Доля в стоимости, %	Извлечение, %
Вольфрам	76,4	70,0
Молибден	11,2	70,0
Медь	0,5	53,0
Олово	4,5	73,0
Бериллий	4,9	–
Тантал и ниобий	0,1	48,0 и 44,0
Золото и серебро	1,6	20,0 и 30,0

В целом коэффициент комплексности, определенный как отношение стоимости извлекаемых компонентов к стоимости их в погашенных запасах, составляет 0,616.

На основе анализа и обобщения данных технологических испытаний проб руды месторождений, запасы которых поставлены на баланс, а также месторождений, обрабатываемых на действующих предприятиях, составлена минералого–технологическая классификация промышленных типов месторождений в зависимости от вещественного состава и технологии переработки руд.

Из приведенных данных следует, что в соответствии с особенностями вещественного состава, для комплексных вольфрамовых руд используются различные технологические схемы. Для скарновых и скарно–грейзеновых шеелитовых и молибденшеелитовых руд применяется флотация в связи с тонкозернистыми структурами и контрастностью по флотационным свойствам порообразующих минералов, для вольфрамовых гидротермальных жильных руд с более крупной вкрапленностью тяжелых рудных минералов – гравитационные процессы в сочетании с доводкой концентратов электромагнитными методами, флотацией сульфидов [1, 4, 7].

2.3. Типовые промышленные схемы обогащения и их экологическая экспертиза

2.3.1. Оловянные руды

Специфической особенностью промышленных схем обогащения комплексных оловянных руд РФ является их полная идентичность практически на всех обогатительных фабриках, принята единая гравитационная схема обогащения, согласно которой:

– руда подвергается крупному и среднему дроблению до –12(–6) мм, после чего обогащается в отсадочных машинах с выделением в надрешетный продукт «головки» черного концентрата, подрешетного концентрата и

хвостов, которые после доизмельчения до -2 мм объединяются и подрешетным концентратом;

- подрешетный концентрат крупностью -2 мм (либо вся руда дробленая до -2 мм) разделяется путем гидравлической классификации на 4-фракции по крупности и сливы;

- песковые фракции (раздельно) обогащаются на концентрационных столах с додробливанием промпродуктов и многократными перечистками и гидравлической классификацией с получением черного зернистого концентрата и отвальных хвостов;

- шламовые фракции – сливы гидравлических классификаторов – обогащаются на шламовом гравитационном оборудовании, либо флотацией с получением товарного концентрата марки КОШ-1 (либо КОШ-2);

- черновой зернистый концентрат поступает на доводку в операции флотогравитации и по необходимости магнитной сепарации с получением товарного концентрата марки КОЗ-1 (либо КОЗ-2);

- качество товарных концентратов лимитируется техническими условиями;

- хвосты гравитационного обогащения направляются в хвостохранилище;

- слив хвостохранилища используется в качестве оборотной воды;

С экологических позиций данная схема характеризуется:

- высокими шумовыми воздействиями и пылеобразованием в операциях крупного и среднего дробления;

- значительными производственными площадями вследствие ограниченной производительности основного гравитационного оборудования – концентрационных столов;

- многократными перечистными операциями в отделении гравитации, что приводит к высоким циркулярным нагрузкам, расширенному фронту оборудования, увеличенной численности обслуживающего персонала, рабочей площади и объемов производственных помещений, завышенному расходу воды и электроэнергии;

- использованием токсичных реагентов в отделении флотогравитации (при доводке концентратов);

- применением специальных реагентов для осветления и кондиционирования сточных вод;

- необходимостью обеспечения специальных мер защиты рабочего персонала при сушке, затаривании и отгрузке товарных концентратов в связи с высоким содержанием в них токсичных элементов;

- отводу значительных земельных угодий для складирования хвостов (отходов) гравитационного обогащения.

Флотационный процесс в схемах обогащения касситерит–силикатных руд играет подчиненную роль, ограничиваясь в основном выделением сульфидов при доводке черновых концентратов и флотации тонкодисперсного касситерита из шламового материала, успешно конкурируя с их гравитационным обогащением. При обогащении руд касситерит многосульфидного типа роль флотации более значительна. Флотация может использоваться в качестве головной операции для выделения сульфидов свинца, цинка, меди, олова в коллективный концентрат и последующей селекции с получением моноконцентратов меди, свинца и цинка, при последующем обогащении камерного продукта гравитационными методами. Разработана и чисто флотационная схема переработки касситерит–станий многосульфидных руд. Получаемые по этим схемам оловянные концентраты содержат 3–6% олова и направляются на металлургический передел.

Кроме того, в практике работы обогатительных фабрик для выделения крупнозернистых сульфидов используется флотогравитация, с применением высокотоксичных реагентов.

Флотационный процесс может использоваться также при переработке хвостов с целью получения флюоритового, полевошпатового, либо слюдяного товарных продуктов [1, 5, 8].

2.3.2. Вольфрамовые руды

Технология обогащения вольфрамовых руд имеет ряд специфических особенностей. Вследствие низких содержаний оксида вольфрама в рудах (0,1–0,6%) и жестких требований к качеству товарных концентратов (по содержанию оксида вольфрама и примесей), технологические схемы должны обеспечить высокие коэффициенты обогащения (50–100) при сохранении приемлемых показателей по извлечению. Вследствие этого схемы обогащения вольфрамовых руд отличаются разветвленностью и многостадийностью, как при получении черновых концентратов, так и в доводочных операциях. Особенностью вещественного состава вольфрамовых руд является разнообразие минеральных форм, как минералов вольфрама (присутствие в рудах, помимо шеелита, тунгстита, вольфрамита, гюбнерита, ферберита, молибдошеелита), так и минералов породообразующего комплекса. Присутствие в рудах вольфрама в нескольких минеральных формах приводит к усложнению схем обогащения и влияет на его извлечение.

В соответствии с особенностями вещественного состава для обогащения вольфрамовых руд используют два принципиально различных процесса обогащения:

- для скарновых шеелитовых и молибдошеелитовых руд – флотационный;

- для гидротермальных жильных руд – гравитационный в сочетании с электромагнитной сепарацией и флотацией в доводочных операциях [1, 4, 7];

Флотационное обогащение. Применение флотационного обогащения позволило перерабатывать тонковкрапленные шеелитосодержащие руды с содержанием 0,05–0,1% оксида вольфрама, которые при всех других методах обогащения считались забалансовыми. С введением флотации стала возможной переработка комплексных руд с получением двух–трех видов концентратов.

Флотация вольфрамитовых руд технически осуществима, но еще не вышла из стадии лабораторных и промышленных испытаний. Причиной этому являются трудности доводки флотационных концентратов. Флотация при обогащении гюбнеритовых, вольфрамитовых и ферберитовых руд применяется как вспомогательный процесс для доизвлечения полезных минералов из шламов и хвостов гравитационного цикла.

Для крупно– и средне–вкрапленных шеелитосодержащих руд процесс обогащения начинают с гравитационными методами с целью выделения бедного или богатого продукта с приемлемым извлечением. Если этого не удастся достигнуть или руды тонковкрапленные, то руда поступает непосредственно на флотацию.

Минеральный состав руды определяет схему флотации. Если в руде содержатся сульфиды, то перед шеелитовой проводится сульфидная флотация. Для успешного ее проведения наиболее важным фактором является степень

окисления руд, так как окисленные минеральные формы молибдена и полиметаллов относятся к труднофлотируемым соединениям или не флотируются совсем.

Выделение сульфидного продукта дает возможность после его доводки получить концентраты сопутствующих ценных компонентов и повысить комплексность использования руды. В отдельных случаях введение флотации облегчает получение кондиционных шеелитовых концентратов или дает возможность выделить для специального захоронения вредные примеси (мышьяк в форме арсенопирита). Отрицательными для всех циклов и переделов являются естественно флотируемые слоистые силикаты (талек, биотит, серицит и др.), снижающие качество концентратов, а также глины, поглощающие реагенты на всех переделах и препятствующие транспортировке хвостовой пульпы и нарушающие отстаивание хвостохранилищ.

Отрицательное влияние на процесс флотации шеелита оказывает также гипс, легко растворимый минерал, выпадающий в виде осадков в трубопроводах и обогащательных аппаратах при необходимом для проведения флотации значении pH пульпы (4).

Сульфидная флотация проводится ксантогенатом в присутствии вспенивателя в содовой среде, сода подается в измельчение. Это позволяет снизить жесткость пульпы и повысить селективность последующей флотации шеелита. Основные регуляторы, применяемые в шеелитовой флотации – сода и жидкое стекло, собиратель – жирные кислоты (в основном, олеиновая кислота).

Доводка черного шеелитового концентрата включает пропарку при высокой плотности (60% твердого) в 2–7% растворе жидкого стекла в течение 30–60 минут при $t=80-90^{\circ}\text{C}$ и последующие перечистки. Иногда в пропарку с целью снижения содержания в концентрате вредных примесей вводятся небольшие количества фосфатов, едкого или сернистого натрия.

Фактические данные по реагентному режиму флотации шеелитовых и молибдошеелитовых руд на обогащательных фабриках РФ и СНГ приведены в таблице 4.

С экологических позиций применяемые реагенты делятся на 2 группы: экологически чистые – сода, известь, олеиновая кислота, талловое масло и экологически вредные – аполирные масла, керосин, сернистый натрий.

При режиме с замкнутым водооборотом негативная роль токсичных реагентов существенно снижается. Для кондиционирования состава сточных вод в соответствии с ПДА проводится обработка пульпы, поступающей в хвостохранилище по сульфидно–купоросной схеме с осветлением сульфатом, алюминия. Оптимальные условия очистки: pH – 6,6–6,8, сульфат железа – 1,5 г/л, сульфат алюминия – 1,2–1,4 г/л.

Необходимо отметить, что применяемая в качестве собирателя олеиновая кислота, несмотря на низкую селекцию, дороговизну и дефицитность, является практически единственным используемым реагентом на отечественных шеелитовых фабриках. Практика обогащения показывает, что для селективной флотации шеелита требуется также применение значительных количеств реагентов–регуляторов (сода, жидкого стекла), при этом сточные вода флотационного процесса представляют собой весьма устойчивую дисперсную систему, трудноподдающуюся осветлению, что усложняет применение водооборота в схемах флотации [1, 4, 7].

Таблица 4

Расход реагентов при флотации шеелитовых и молибдошеелитовых руд, г/т

	Ксантогенат бутиловый	Алгарный реагент	Олеиновая кислота	Сернистый натрий	Фло- то-масло	Сода	Керосин	Цинк- нарий	Жидкое стекло
Акчатауская ф-ка №3	120	350	780	1200	20				
Джамбульская ф-ка №2	160	285	-	980	30				
Конташская ф-ка	-	155	128	435	38				
Горух-Дайронская	-	276	147	1280	156				
Восток-2	165		250	30	30	360			500
Ингикинская	-	-	150	123	-				
Тырнаузская	1	10	68	80	48	730	52	5	2500

Гравитационное обогащение. Обогащение вольфрамовых руд, в которых вольфрам представлен вольфрамитом, производится гравитационными методами. Начальная и конечная крупность обогащения определяется вкрапленностью вольфрамита и колеблется в широких пределах: начальная – от 12–25 до 1–2 мм, конечная – 1–2 до 0,1–0,2 мм. Как правило, для обогащения применяются отсадочные машины, концентрационные столы и винтовые сепараторы. Сочетание в технологических схемах аппаратов с различными разделительными характеристиками позволяет эффективно обогащать широко классифицированные материалы, поскольку предыдущая операция по отношению к последующей является подготовительной, улучшающей его обогатимость. В отдельных случаях хвосты и шламы гравитационного обогащения после специальной подготовки направляются на флотацию для снижения потерь вольфрамита в тонких классах. Черновые концентраты сравнительно легко доводятся до кондиционных по развитым схемам с применением мокрых и сухих методов обогащения. Доводка флотационных концентратов затруднена и как правило, ограничивается получением вольфрамовых промпродуктов.

Применение в основном цикле обогащения только гравитационных методов требует для достижения высоких показателей извлечения организации многостадийных схем с доизмельчением хвостов каждой предыдущей стадии, узкой классификации измельченных продуктов и применения большого количества малопроизводительных концентрационных столов. Как правило, работа гравитационных фабрик в этих условиях характеризуется большими циркулирующими потоками, значительным обводнением и низкой степенью улавливания шламов [1, 4, 7].

2.4. Разработка усовершенствованных экологически чистых схем обогащения (на примере конкретных рудных объектов)

2.4.1. Тигриное месторождение (касситерит–вольфрамит–кварцевый тип руд)

Отличительные особенности руд Тигриногo месторождения – низкое содержание олова и ценных попутных компонентов, наличие токсичных элементов (мышьяк, уран, торий, фтор), которые при низком содержании в рудах не влияют на их экологическую чистоту, но накапливаясь в концентратах требуют специальных доводочных операций, необходимость организации крупномасштабного производства, для обеспечения экономической эффективности переработки таких бедных руд и вытекающие из этого значительные объемы водных и энергетических ресурсов, а также потери земельных угодий при складировании отходов – все эти вопросы требовали детальной экспериментальной проработки, в технологическом, экологическом и экономическом направлениях.

Руда характеризуется наличием трех минеральных форм олова (касситерит, станнин, варламовит), средней величиной вкрапленности зерен касситерита ($<0,25$ мм) и станнина, весьма низким содержанием сульфидов (менее 0,5%), относительно простым вещественным составом (содержание кварца и микроклина на уровне 90%), значительными запасами олова и находятся в благоприятных географоклиматических условиях (Приморский край, РФ). Эти положительные факторы обусловили развитие геологоразведочных работ на месторождении, проводимых Тажной экспедицией и завершившиеся утверждением постоянных кондиций в ГКЗ. Одновременно

проводилась детальная экспериментальная проработка вопросов технологии переработки руд, завершившаяся разработкой экологически чистой схемы обогащения. Получены высокие показатели обогащения при соблюдении ряда ограничений по экологическому воздействию на окружающую среду.

Разработанная схема обогащения состоит в сочетании процессов рентгенорадиометрической сепарации и гравитационного обогащения на стадии получения черного оловянного концентрата и доводочных операций» включающих флотацию» гравитацию, магнитную и электрическую сепарацию» кислотную обработку концентрата.

Экологическая чистота разработанной технологии выше, чем в типовых схемах, рассмотренных ранее, за счет:

- введения в схему операции рентгенорадиометрического обогащения, с которой расходуются минимальное количество воды – только на увлажнение крупнокускового материала при дроблении и грохочении с целью снижения пылеобразования. Вывод 25–30% отвальных хвостов в голову процесса благоприятен как для технологии последующего процесса обогащения, так и по затратным статьям на измельчение, процесс основной концентрации, транспорт и складирование хвостов;

- операции гравитационного обогащения проводятся на неклассифицированном материале (без гидравлической классификации) при сочетании отсадки, винтовых сепараторов и столов, и снижении стадий промежуточного измельчения до 1–2-х вместо 3-х по типовым схемам.

Доводка концентратов представляет комплекс обогатительных операций, в которых существенную роль играет флотационный процесс.

В связи с незначительным выходом продуктов доводки, расход реагентов, значительный в отдельных операциях весьма невелик в пересчете на исходную руду. Все применявшиеся реагенты отечественного производства.

Новым приемом в схеме доводочных операций является удаление мышьяка из коллективных оловянно–сульфидных продуктов магнитной генерацией в сильном поле. Практически диамагнитный арсенопирит выводится в немагнитную фракцию, а стannинсодержащие сульфиды после селективной флотации разделяются на стannинсодержащий сфалеритовый продукт, в котором 6,1% олова и 26,5% цинка, соответствующий марке КОШ–2, и камерный продукт, подвергаемый дальнейшей доводке дофлотацией мышьяка.

В схему доводки введены также операции кислотного выщелачивания для освобождения оловянного концентрата от радионуклидов и магнитная сепарация для селекции касситерита и вольфрамита, и электрическая сепарация для выделения топазового продукта с целью кондиционирования оловянного концентрата по фтору.

В таблице 5 приведены фактические данные по составу концентратов на промышленных обогатительных фабриках РФ и одной из фабрик Боливии по типовым схемам и достигнутые в результате проведения настоящей работы по усовершенствованной технологии обогащения. Содержание олова в концентратах резко поднялось и достигло 62%, снизилось содержание тяжелых металлов – свинца, цинка, меди, содержание мышьяка вместо 0,6–1,1% снизилось до сотых долей процента. Содержание фтора согласно требованиям Новосибирского оловозавода не превышает 0,4%.

Таким образом, усовершенствование схемы основной концентрации и развитая схема доводочных операций, обеспечили существенное повышение качества оловянных концентратов, при снижении в них экологически негативна примесей [1, 5, 8].

Химический состав оловянных концентратов

Типовая промышленная схема обогащения									
Наименование	Содержание, %							Примечание	
	Sn	WO ₃	Pb	As	Cu	Zn	Ag		
Оловянный концентрат КОЗ-1	30,43	2,24	0,2	0,75	0,10	0,02	5,13	Полупромышленные испытания (ВИМС)	
Оловянно-сульфидный продукт	2,24	0,29	2,12	12,73	2,51	11,78	310,2		
Оловянный концентрат КО-3-1	35,2	0,1	3,50	0,54	0,98	3,95		ГОК Хинганово РФ	
Шламовый оловянный концентрат КОШ-1	10,9	0,13	3,56	1,15	1,06	3,68		Фабрика Унификадо Боливия	
Оловянный концентрат I сорт	41,8	0,94	0,50	0,69	0,52	0,55			
II сорт	12,1	0,62	0,65	0,6	0,36	0,6			
Экологически чистая схема ВИМСа									
Наименование	Содержание, %							Примечание	
	Sn	WO ₃	Pb	As	Cu	Zn	F		
Оловянный концентрат КО-1	62,0	0,48	0,18	0,011	0,18	0,0195	0,40	Полупромышленные испытания	
Оловянный концентрат КОШ-3	6,1	0,073	1,83	0,41	7,4	26,6	следы		

2.4.2. Арминское месторождение – касситерит–многосульфидный (зона окисления) тип руд

На исследования представлена лабораторная технологическая проба массой 200 кг, крупностью – 100 мм, характеризующая руду Южной зоны месторождения Арминское и представляющая окисленные прожилково–вкрапленные, существенно серебряные оловянно–полиметаллические руды.

Краткий анализ вещественного состава. Основным ценным компонентом руды является серебро в количестве 365 г/т. Попутным компонентами могут быть олово (0,026%), свинец (0,92% оксида свинца) и цинк (0,11%).

Количественным минералогическим анализом установлено (таблица 6), что материал пробы состоит на 78,9% из кварца, гидрослюда и каолинита. Широко распространены оксиды марганца (9,8%) и железа (8,2%). Плаггиоклаз, микроклин, родонит, ярозит, кальцит, сидерит присутствуют в незначительных количествах. Сульфидная минерализация представлена пиритом (0,1%), пирротином (0,05%), сфалеритом (0,05%), галенитом (0,01%), халькопиритом (0,015%). Микросондовым анализом установлены аргентит и сульфид серебра, и сурьма. Из окисленных минералов встречаются англезит (0,2%), перуссит (0,02%), скородит и смитсонит.

Таблица 6

Минеральный состав руды, % вес

Минералы	Содержание
Кварц	51,3
Гидрослюды каолинит	27,6
Оксиды марганца (пиролюзит, псиломелан, романешит)	9,8
Оксиды железа (гетит, гидрогетит), ярозит	8,2
Галенит	0,02
Англезит	0,2
Церусит	0,02
Касситерит	0,02
Пирит	0,1
Пирротин	0,05
Арсенопирит	0,03
Сфалерит	0,05
Халькопирит	0,015
Микроклин	1,0
Плаггиоклаз	0,5
Родонит	0,3
Родохрозит	0,15
Кальцит	0,2
Сидерит	0,05
Гранат	0,05
Прочие: аргентит, «сульфид серебра и сурьмы», смитсонит, варламовит, ильменит, рутит, скородит, хлорит	0,36

Изучение химического состава (таблица 7) показало, что проба состоит в основном из оксидов кремния (81,89), алюминия (14,1%), железа (7,5%), марганца (4,55%) и калия (3,4%). Элементы–примеси (золото, тантал, нио-

бий, медь, кобальт, никель, скандий, сурьма) присутствуют в незначительных количествах. Из вредных примесей установлены фосфор (0,11% пятиоксида фосфора) и мышьяк (0,2%), Содержание оксида кальция и углерода составляет 0,11 и 0,78%, соответственно. Основным рудным компонентом в руде является серебро (365 г/т), содержание олова составляет всего 0,026%.

Характерной особенностью руды является высокая степень окисленности и большое содержание оксидов железа и марганца.

По результатам рационального анализа пробы на серебро, в руде содержится 10,5% серебра в форме собственно серебряного минерала – аргентита, в виде открытых сростков (цианируемое) – 42,6%, ассоциированное с оксидами и гидроксидами железа и марганца – 25,8%. С сульфидами и оксидами цветных металлов связано 19,8% серебра. Таким образом, в сростках с оксидами марганца и породообразующими минералами находится основная доля металла – 68%.

Таблица 7

Химический состав руды

Компоненты	Содержание	Компоненты	Содержание
SiO ₂	61,89	Zn	0,11
Al ₂ O ₃	14,10	Cu	0,008
Fe ₂ O ₃	7,52	Sn	0,026
FeO	0,20	в т.ч. Sn кас-е	0,015
TiO ₂	0,51	Sn стан-е	0,0001
P ₂ O ₅	0,11	Sn варл-е	0,010
CaO	0,11	Sn гидр-е	0,001
MgO	0,68	Au	0,00001
MnO	4,55	MO	0,0001
K ₂ O	3,40	Sb	0,025
Na ₂ O	0,05	CO	0,0002
F	0,10	Ni	0,002
п.п.п	5,80	Ba	0,01
RbO	0,42	CO	0,001
Суммы	99,54	JN	0,0001
Сульфатная	0,16	Sc	0,001
Сульфидная	0,1	WO ₃	0,001
H ₂ O	1,20	Ta ₂ O ₅	0,0002
CO ₂	0,78	Nb ₂ O ₅	0,001
As	0,20	Ti	0,0003
Ag	0,0365	Th	0,002
U	0,0001		

Установлены следующие серебросодержащие минералы:

- аргентит–сульфид серебра в виде зерен размером 300–400 мкм, развивающийся по реликтовым зонам галенита в марганцевых минералах;
- серебро–сурьмянистый минерал размером 1–2 мкм, развивающийся по галениту в марганцевых минералах;
- минералы марганца с содержанием оксида серебра 1,1–8,3% в рассеянной форме.

Практически все серебро связано с марганцевыми минералами в виде сростков собственно серебрянных минералов и в рассеянной форме.

Изучение распределения серебра по минералам показало, что с аргентитом связано 2,4% металла, с галенитом (в рассеянной форме и в виде включений «серебро–сурьмянистого» минерала) – 0,2%, со свободными зернами и богатыми сростками марганцевых минералов – 50%, с гидрослюдами, каолинитом, оксидами железа (включения серебросодержащих марганцевых минералов) – 34,3% – с кварцем, содержащим включения марганцевых минералов с серебром – 12,6%.

Распределение серебра свинца и олова по классам крупности руды дробленой до –1 мм показывает, что таблице 8. Выход «зернистой» (–1+0,44 мм) части руды составил 78,92%, шламового класса –21,08%. Содержание серебра (320 г/т) и свинца (0,62%) в зернистой части ниже, чем в шламовом классе (530 г/т серебра и 1,99% свинца) содержание олова на одном уровне (0,037%). Отмечается закономерное увеличение содержания серебра (в 1,3 раза), свинца (в 1,8 раза) и олова (в 2 раза) с уменьшением размера класса крупности.

Таблица 8

Распределение и содержание серебра, свинца и олова по классам крупности руды, дробленной до –1мм, %

Класс, мм	Выход	Содержание			Извлечение		
		серебро	свинец	олово	серебро	свинец	олово
–1+0,5	30,38	0,027	0,058	0,02	22,4	18,4	22,8
–0,5+0,25	22,28	0,034	0,64	0,022	20,7	14,9	18,6
–0,25+0,1	17,30	0,036	0,78	0,029	16,6	14,1	19,0
–0,1+0,074	4,02	0,040	0,87	0,032	4,4	3,7	4,8
–0,074+0,044	4,94	0,040	0,96	0,029	5,4	5,0	5,3
–0,044+0,0	21,08	0,053	1,99	0,037	30,5	43,9	29,5
–1+0	100,0	0,0364	0,95	0,026	100,0	100,0	100,0

При выходе «зернистого» материала 78,92% распределение в него серебра составляет 69,4%, свинца – 46,1%, олова – 37,3%,

Анализ распределения серебра по фракциям плотности показал возможность получения «головки» гравитационного концентрата при крупности –1 мм с содержанием 4–6 кг/т серебра и извлечением 16–17% при очень низком выходе (1,28%). Однако в дальнейшем из «зернистой» части руда можно извлечь не более 40% металла. Это обстоятельство требует применения комплексной гравитационно–флотационной схемы обогащения с использованием полиградиентной сепарации.

Выбор технологической схемы обогащения. На основании изучения вещественного состава пробы руды и прогнозной оценки ее обогатимости по данным минералогических анализов, определены следующие направления по выбору схемы обогащения:

– использование процесса гравитации в голове схемы обогащения с целью получения товарного серебросодержащего концентрата (серебряной «головки») за счет серебросодержащего галенита в крупных классах –0,5+0,1 мм, свободных зерен аргентита и богатых серебром сростков марганцевых минералов;

– использование процесса флотационного обогащения для более тонкого материала ($-0,2+0,1$ мм) из хвостов гравитации, причем в несколько стадий – сульфидную флотацию с целью извлечения в пенный продукт серебросодержащего галенита из тонкого класса $-0,2$ мм, окисленную сульфидную флотацию с целью извлечения в пенный продукт тонких сростков «серебро–сурьмянистого» минерала с оксидами цветных металлов и железа, и флотацию марганцевых минералов с целью извлечения в пенный продукт серебросодержащих марганцевых минералов;

– использование процесса полиградиентной сепарации для выделения магнитную фракцию оставшейся части оксидов железа и марганца, содержащих серебро.

При разработке технологической схемы обогащения большое внимание уделено экологическим аспектам данной технологии в связи с ужесточением требований к охране окружающей среды, применению нетоксичных и малотоксичных реагентов во флотации, использованию экологически чистых процессов обогащения – гравитации и полиградиентной сепарации.

Следует отметить, что в литературе отсутствуют какие-либо сведения о технологии обогащения окисленных серебряных оловянно–полиметаллических руд с высоким содержанием марганцевых минералов, с которыми связано до 50% серебра. При выборе основных направлений разработки технологической схемы обогащения руды Арминского месторождения, исследователи основывались на опыте переработки сульфидных и окисленных серебро–полиметаллических руд цветных металлов и данных ЦНИИГРИ о лабораторных исследованиях по переработке марганцевых золото–серебряных руд Дукатского и Хаканджвнского месторождений [1, 5, 8].

Разработка технологической схемы обогащения. Гравитационное обогащение. Основной операцией гравитационного цикла являлась концентрация на столе исходной руды, измельченной до крупности $-0,5$ мм с целью выделения «серебряной головки». Операция проводилась в две стадии с получением в первой стадии черного концентрата с содержанием серебра 800–1000 г/т с последующей его перечисткой во второй стадий, где был получен богатый серебросодержащий концентрат и промпродукт.

Результаты гравитационного цикла обогащения, представленные в таблице 9, показали возможность получения богатой серебросодержащей головки (2,4 кг/т серебра) с извлечением серебра 21,6% и промпродукта с содержанием серебра 749 г/т.

Таблица 9

Результаты обогащения руды в цикле гравитации, %

Наименование продукта	Выход	Серебро		Олово	
		Содержание, г/т	Извлечение	Содержание, г/т	Извлечение
Концентрат гравитации	3,31	2375	21,6	0,093	14,8
Пром.продукт	0,78	749	1,6	0,04	1,4
Хвосты+шламы	95,91	292	76,8	0,018	83,8
Исходная руда	100,0	365	100,0	0,021	100,0

Несмотря на то, что олово в исходной руде на 60% представлено касситеритом, в процессах гравитационного обогащения оно не концентрируется.

В дальнейших операциях расчеты производились только по основному извлекаемому металлу – серебру.

Флотационное обогащение. Флотационная схема обогащения состояла из трех самостоятельных фаз – сульфидной флотации, окисленной сульфидной флотации и окисленной флотации, в присутствии жирнокаслотного собирателя марганцевых минералов (марганцевая флотация)». В первых двух фазах была поставлена цель получения товарных серебросодержащих концентратов.

Сульфидная флотация. Сульфидная флотация проводилась при крупности материала –0,2 и в присутствии стандартной номенклатуры реагентов – бутилового ксантогената (150–200 г/т) и Т–80 (100–150 г/т). Пенный продукт основной сульфидной флотации подвергался трем перерешкам (без реагентов) в открытом цикле.

Камерные продукты основной сульфидной флотации и перерешных операций после доизмельчения до крупности –0,1 мм направлялись на окисленную сульфидную флотацию. Результаты сульфидной флотации, представленные в таблице 10, установили возможность получения товарного серебросодержащего концентрата (4,8 кг/т серебра) с извлечением серебра 12,6% от руды. Все операции проводились с использованием нетоксичных реагентов.

Таблица 10

Результаты сульфидной флотации, %

Наименование продукта	Выход		Содержание серебра, г/т	Извлечение серебра	
	от операции	от руды		от операции	от руды
Сульфидный концентрат	1,0	0,96	4800	16,4	12,6
Хвосты сульфидной флотации	99,0	94,95	246	83,6	62,4
Исходный материал (хвосты+шламы гравитации)	100,0	95,91	292	100,0	76,8ф

Окисленная сульфидная флотация. Окисленная сульфидная флотация проводилась при крупности материала –0,1 мм в присутствии сульфидизатора (сернистый натрий 1000 г/т), бутилового ксантогената (150–200 г/т) и Т–80 (100–150г/т).

Пенный продукт основной флотации подвергался трем перерешкам (без реагентов) в замкнутом цикле. Камерный продукт основной окисленной сульфидной флотации поступал на флотацию марганцевых минералов.

Результаты окисленной сульфидной флотации, представленные в таблице 11, установили возможность получения товарного серебросодержащего концентрата (3,9 кг/т серебра) с извлечением серебра 16,5% от руды. Все операции проводились в присутствии нетоксичных и слаботоксичных (сернистый натрий) реагентов.

Таблица 11

Результаты окисленной сульфидной флотации, %

Наименование продуктов	Выход		Содержание серебра, г/т	Извлечение серебра	
	от операции	от руды		от операции	от руды
Концентрат окисленной флотации	1,6	1,52	3947	25,7	16,5
Хвосты окисленной флотации	98,4	93,943	186	74,3	47,7
Исходный материал (хвосты сульфидной флотации)	100,0	94,95	246	100,0	64,2

Флотация марганцевых минералов. На эту операцию поступал исходный материал (хвосты окисленной сульфидной флотации) с содержанием серебра 186 г/т, которое на 97% связано с серебросодержащими марганцевыми минералами. Флотация марганцевых минералов проводилась в присутствии соды (1000–1200 г/т) жидкого стекла (500–600 г/т) и таллового мыла (500–700 г/т), причем, как показали исследования, наличие в жидкой фазе пульпы остаточной концентрации бутилового ксантогената оказывает положительное влияние на процесс, что, в свою очередь, не требует отмывки от реагентов перед этой операцией.

Ценный продукт основной флотации подвергался двум перечисткам в замкнутом цикле (без реагентов), а камерный – контрольной флотации, ценный продукт которой направлялся в голову основной флотации.

Результаты флотации марганцевых минералов, представленные в таблице 12, показали возможность выделения серебросодержащего продукта с содержанием серебра 800 г/т при извлечении 18% от руды. Все операции проводились в присутствии нетоксичных реагентов.

Таблица 12

Результаты марганцевой флотации, %

Наименование продукта	Выход		Содержание серебра, г/т	Извлечение серебра	
	от операции	от руды		от операции	от руды
Концентрат марганцевой флотации	8,8	8,22	800	37,8	18,0
Хвосты марганцевой флотации	91,2	85,21	140	62,2	29,7
Хвосты окисленной сульфидной флотации	100,0	93,43	186	100,0	47,7

Полиградиентная сепарация. Полиградиентная сепарация проводилась из хвостов марганцевой флотации, содержащих 140 г/т серебра с целью доизвлечения части серебра, ассоциированного с оксидами и гидроксидами марганца и железа. Операция проводилась при напряженности магнитного

поля 796 ка/м в одну стадию с получением магнитной и немагнитной фракции.

Результаты полиградиентной сепарации хвостов марганцевой флотации, представленные в таблице 13, показывают возможность выделения серебросодержащего продукта с содержанием серебра 476 г/т при извлечении 21,3% от руды.

Таблица 13

Результаты полиградиентной сепарации, %

Наименование продукта	Выход		Содержание серебра, г/т	Извлечение серебра	
	от операции	от руды		от операции	от руды
Магнитная фракция	21,1	18,01	476	71,8	21,3
Немагнитная фракция	78,9	67,2	50	28,2	8,4
Исходный материал (хвосты марганцевой флотации)	100,0	85,21	140	100,0	29,7

Сводные показатели обогащения. Разработанная технологическая схема обогащения руды месторождения Арминское, а сводные показатели обогащения в таблице 14 и расход реагентов по операциям в таблице 15. Анализируя полученные данные можно сделать следующие выводы:

- в результате объединения полученных в процессе обогащения гравитационного серебросодержащего концентрата, сульфидного и окисленного сульфидного концентратов выделен товарный серебросодержащий концентрат с содержанием 3,2 кг/т серебра при его извлечении 50,7 от руды;

- в результате объединения гравитационного серебросодержащего промпродукта, концентрата марганцевой флотации и магнитной фракции полиградиентной сепарации получен серебросодержащий продукт для металлургического передела, содержащий 583 г/т серебра при его извлечении 40,9% от руды и выходом 27%, который может быть осуществлен по стандартной пирометаллургической схеме;

- суммарное извлечение серебра в товарный концентрат и серебросодержащий продукт составило 91,6%, а сквозное извлечение – 86,5%;

- олово, свинец и цинк практически не концентрируются в конечных продуктах обогащения (так, в товарном серебросодержащем концентрате содержание олова 0,11, свинца 2,0*, цинка 0,35%);

- хвосты обогащения с содержанием серебра 50 г/т представляют собой спецотвалы, которые в дальнейшем могут быть переработаны биотехнологией.

Приведенные в таблице 15 данные о номенклатуре и расходах реагентов по операциям технологической схемы обогащения позволяют сделать вывод, что по сравнению с типовыми технологиями обогащения серебросодержащих полиметаллических руд цветных металлов из процесса флотации исключены такие высокотоксичные реагенты, как цианид, серная кислота, хромпик. Ввиду этого, сточные воды флотации не требуют специального обезвреживания и после сгущения отвальных продуктов направляются в оборот, что позволяет считать разработанную флотационную технологию экологически чистой [1, 5, 8].

Таблица 14

Сводные показатели обогащения руды месторождения Арминское, %

Наименование продукта	Выход	Серебро		Олово		Свинец		Цинк	
		содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение
Товарный серебряный концентрат	5,79	3189	50,7	0,10	27,0	1,98	19,6	0,35	18,?
Серебросодержащий продукт (на металлургию)	27,01	583	40,9	0,027	35,0	1,24	57,4	0,28	64,?
Хвосты отвальные	67,2	50	8,4	0,012	38,0	0,20	23,0	0,032	18,?
Исходная руда	100,0	365	100,0	0,021	100,0	0,58	100,0	0,117	100,0

Таблица 15

Сводный расход реагентов по операциям

Операция	Бутиловый КХ	Вспениватель Т-80	Сернистый натрий	Сода	Жидкое стекло	Талловое мыло
Сульфидная флотация	150–200	100–150	–	–	–	–
Окисленная сульфидная флотация	150–200	100–150	1000	–	–	–
Флотация марганцевых минералов	–	–	–	1000–1200	500–600	500–700
Суммарный расход реагента	300–400	200–300	1000	1000–1200	500–600	500–700

2.4.3. Шумиловское месторождение – вольфрамит–штокверкового типа

Краткий анализ вещественного состава. Рудная минерализация (вольфрамит) приурочена в топаз–слюдисто–кварцевым грейzenам в виде рассеянной вкрапленности до 1 мм и реже в виде отдельных кристаллов или их скоплений размером до 0,5–1,0 см, а также встречается в редких кварцевых прожилках в виде крупных до 2 см кристаллов удлиненной формы. Особенностью руды является низкая степень окисленности. Слюды и полевые шпаты хлоритизированы и серицитизированы незначительно. Породообразующие минералы, сульфиды и вольфрамит имеют чистую поверхность зерен без пленок оксидов железа. Минеральный состав руды приведен в таблице 16.

Основным ценным компонентом в руде является вольфрам, представленный вольфрамитом.

Таблица 16

Минеральный состав руды, %

Минералы	Содержание	Минералы	Содержание
Кварц	41	Сфалерит	0,3
Мусковит	32	Пирит	0,5
Хлорит	2	Марказит	0,5
Биотит	0,4	Пирротин	0,3
Топаз	19	Халькопирит	0,03
Карбонат	1	Арсенопирит	0,01
Флюорит	2	Галенит	0,03
Полевые шпаты	0,5	Молибденит	0,01
Вольфрамит	0,22	Магнетит	0,02
Висмутин	0,05	Циркон	0,03
Касситерит	0,07	Колумбит–танталит	0,005
Прочие : казалит, бисмутит, сульфосоли висмута, отаннин, гетит		0,02	

Вольфрамит в количестве 0,22% находится в виде удлиненно–призматических кристаллов и зерен черного цвета. Минерал ассоциирует со слюдой и кварцем. По размеру зерен вольфрамит делится на мелкие 0,2–0,8 мм разности, составляющие основную долю вольфрамита (80–90%) и на очень тонкие разности 0,01–0,1 мм (составляющие около 10–20% отн. от общего содержания минерала).

При дроблении руды до –1 мм вольфрамит раскрывается довольно хорошо (85% отн.), обогащая тяжелые (более 4,2 г/см³) фракции.

Химический анализ усредненного по пробе вольфрамита показал, что минерал содержит оксидов (%) вольфрама – 76, железа – 15, марганца – 9. В целом минерал относится к среднему члену в ряду ферберит–пюбнерит с некоторым отклонением к ферберитовому составу.

В соответствии с содержанием марганца и железа вольфрамит имеет в основном средние по значению физические свойства для ряда ферберит–пюбнерит с некоторым относительным повышением магнитной восприимчивости минерала.

Оптическим минералогическим анализом с применением люминесцентных методов исследования пшелит в пробе не обнаружен.

Химический состав пробы руды приведен в таблице 17.

Основным ценным компонентом в руде является вольфрам, содержание которого составляет 0,179% (оксида вольфрама). Ценные попутные компоненты представлены висмутом, оловом и цинком (0,047, 0,053 и 0,25% соответственно).

Оксиды лития и рубидия составляют 0,21% и 0,05%. Результаты ситового и гравитационного анализа показали, что при гравитационном обогащении можно ожидать получения отвальных хвостов с содержанием оксида вольфрама менее 0,01% при крупности материала – 0,5 мм. Предполагаемое извлечение металла в черновой концентрат для руды крупностью –0,5 мм может составлять от 78% до 85%, что определяется содержанием вольфрама в тяжелых фракциях гравитационного анализа.

Таблица 17

Химический состав руды, %

Компоненты	Содержание	Компоненты	Содержание
Оксид кремния	69,97	Сера	0,89
Оксид алюминия	13,59	Олово	0,053
Оксид титана	0,05	Молибден	0,0011
Оксид железа (III)	3,37	Тантал	0,001
Оксид железа (II)	1,78	Ниобий	0,004
Оксид кальция	1,25	Медь	0,009
Оксид магния	0,28	Свинец	0,014
Оксид марганца	0,57	Висмут	0,060
Оксид натрия	0,07	Цинк	0,25
Оксид калия	3,39	Золото	1,5·10 ⁻⁶
Оксид фосфора (V)	0,06	Серебро	7,10·10 ⁻⁴
Оксид вольфрама	0,179	Мышьяк	0,02
Оксид лития	0,21	H ₂ O ⁺	1,35
Оксид рубидия	0,05	H ₂ O ⁻	0,1
Фтор	2,55		

Распределение попутных компонентов по фракциям различной плотности прослежено на практически раскрытом материале крупностью –0,2+0,08 мм.

При этом установлено, что фракции 2,8 г/см³ и 2,8–3,3 г/см³ практически не содержат ценных компонентов. Основная их концентрация происходит в тяжелой фракции >4,2 г/см³, при содержании в ней WO₃ – 5,1%, Sn – 0,35%, Zn – 4,41% и Bi – 1,57% извлечение составляет 69,56%, 13,75%, 48,52% и 67,48% соответственно.

Для выяснения возможности применения магнитных методов обогащения изучены магнитные свойства руды. Магнитный анализ руды проведен на классах ситового анализа на лабораторном электромагнитном сепараторе. Установлено, что наиболее обогащены фракции, выделенные при напряженности 1115 КА/м, содержание оксида вольфрама низкое и составляет 0,06% при весьма значительном выходе на уровне 63–66%.

При минералогическом изучении магнитных фракций выявлено, что получение богатых магнитных фракций затруднено из-за большой концентрации в них слюды и сульфидов, однако в сочетании с другими методами, использование магнитной сепарации может быть весьма эффективным.

Разработка технологии обогащения. В связи с ужесточением требований к охране окружающей среды при разработке технологических схем обогащения, большое внимание уделялось экологическим аспектам рекомендуемой технологии – применению нетоксичных или малотоксичных реагентов во флотации, широкое использование экологически чистых процессов обогащения – гравитации, магнитной и полиградиентной сепарации.

В соответствии с особенностями вещественного состава руда и прогнозной оценки ее обогатимости разработка схемы проводилась в направлениях:

- использование гравитационного процесса в голове схемы с целью получения коллективного чернового концентрата с последующей его десуль-

фидизацией, извлечением вольфрамита и доизвлечением попутных ценных компонентов;

– использование флотационного процесса в голове схемы с целью выделения коллективного сульфидного концентрата с последующей его селекцией и доизвлечением вольфрамита и олова из хвостов сульфидной флотации.

В обеих схемах широко использован процесс магнитной сепарации для доводки черновых вольфрамовых концентратов [4, 7].

Гравитационно–флотационно–магнитная схема. Гравитационное обогащение. Гравитационное обогащение руды проводилось по схеме, включающей предварительную классификацию дробленной до $-0,5$ мм руды по классам крупности: $-0,5+0,25$ мм, $-0,25+0,08$ мм и $-0,08$ мм и последующую концентрацию на столе этих классов. Промежуточные продукты крупностью $-0,5+0,25$ мм и $-0,25+0,08$ мм доизмельчались, классифицировались по соответствующим классам крупности и объединялись с аналогичными классами крупности исходной руды.

В объединенный гравитационный концентрат, содержащий 4,39% оксида вольфрама, извлечение составило 78%. В нем содержится также 6,27% цинка, 0,85% висмута, 0,60% олова. Выход хвостов составляет 64,4% при содержании оксида вольфрама 0,019%, потери с ними составляют 6,76%.

Проведенный дисперсионный анализ шламов, выход которых 15,1%, потери составляют 9,27% оксида вольфрама, и изучение распределения оксида вольфрама по классам крупности показал, что обогащение данных гравитационных шламов представляет сложную задачу, поскольку они на 60% состоят из материала -20 мк, при этом содержание оксида вольфрама в классах $+20$ мк ниже, чем в классах -20 мк.

Поисковые исследования по обогащению шламов с помощью полиградиентной сепарации удовлетворительных результатов на дали.

Доводочный цикл. Черновые гравитационные концентраты разубожены в основном пиритом, марказитом, пирротинном, сфалеритом, халькопиритом. При доводке концентратов электромагнитной сепарацией (при постепенном увеличении напряженности магнитного поля от 200 кА/м до 420 кА/м) основная масса сульфидов удаляется в немагнитную фракцию, но часть остается и в магнитной, в результате чего вольфрамитовый концентрат не удовлетворяет кондициям по сере и содержание оксида вольфрама в нем не превышает 40%. В этом случае сочетание флотации с электромагнитной сепарацией дает хорошие результаты. Основной задачей флотаций при этом является получение сульфидов с минимальным содержанием оксида вольфрама при как можно более полном их удалении из чернового концентрата.

Флотационные исследования приводились в открытом цикле, на предварительно измельченном до крупности $-0,315$ мм гравитационном концентрате.

Коллективная флотация сульфидов осуществлялась в слабокислой среде при pH 5-5,5 при расходе бутилового ксантогената – 150 г/т в основную и 50 г/т в контрольную флотацию, в качестве вспенивателя использовался Т–80, расход которого составил 75 г/т в основную и 50 г/т в контрольной флотации. Для активизации сфалерита применяли предварительную агитацию с медным купоросом (500 г/т) в течение 5 минут. Время основной флотации 10 минут, время контрольной – 4 минуты. При этом в пенный продукт, помимо сфалерита (содержание цинка составляет 9,29%) переходит

также значительное количество пирита, марказита и висмутина (содержание висмута 1,09%).

Селекция цинково–пиритного продукта осуществлялась известным способом путем депрессии пирита известью. Концентрации СаО в пульпе составляла 127,93 г/л. Время перемешивания – 30 минут, затем в пульпу вводили 50 г/т ксантогената и флотировали. В пенный продукт, содержащий 36,44% цинка и 1,36% висмута, извлечение составило 72,38% и 11,60% соответственно. После перечистки, содержание цинка повысилось до 52%, висмута до 1,6%.

После флотации сульфидов из объединенного гравитационного концентрата, в камерном продукте содержится 11,4% оксида вольфрама, 0,87% цинка, 0,43% висмута, а также значительное количество олова (до 5%).

С целью уменьшения потерь при доводке, камерный продукт классифицировался по крупности на два класса –0,3165+0,08 мм и 0,008+0 мм и подвергался перечистке на концентрационном столе. Минералогический анализ концентратов столов показал, что они содержат значительные количества вольфрамита и касситерита, разделение которых проводилось с использованием электромагнитной сепарации.

Сводные показатели обогащения приведены в таблице 18.

Таблица 18

**Сводные показатели обогащения руды
по гравитационно–флотационно–магнитной схеме, %**

Наименование про- дукта	Выход	Содержание				Извлечение			
		оксид вольфра- ма	олово	цинк	висмут	оксид вольфра- ма	олово	цинк	вис- мут
Концентрат вольф- рамовый КВГ(Т)	0,201	61,0	0,24			68,08	0,9		
Концентрат оловя- ный КО—2	0,047	4,3	49,8			1,12	44,16		
Концентрат цинковый КЦ—3	0,32	0,05	0,03	52,0	1,6	0,09	1,81	67,31	8,5
Топазовый продукт	16,716	0,03	0,03			2,79	9,45		
Промпродукт доводки	1,486	0,85	0,02			6,98	0,55		
Сульфидный продукт	1,73	0,51	0,03	1,29	0,99	4,91	0,97	8,88	28,86
Хвосты отвалыные	64,4	0,019	0,025			6,76	24,48		
Шламы	15,1	0,11	0,056			9,27	13,67		
Руда	100,0	0,018	0,053	0,25			100,0	76,19	28,86

Разработанная технология позволяет получить товарные концентраты, отвечающие по лимитируемым примесям следующим маркам:

- концентрат вольфрамовый КВГ (Г) при извлечении 68,08%;
- концентрат оловянный КО–2 при извлечении 44,16%;
- концентрат цинковый КЦ–3 при извлечении 67,31%.

Сульфидный продукт, содержащий 0,99% висмута, является товарным висмутовым концентратом марки КВ–7 при извлечении 28,8% висмута от руды.

Флотационно–гравитационно–магнитная схема. Флотационное обогащение. Успешное применение флотации для вольфрамовых мине-

ралов всецело зависит от возможности селективного отделения вольфрамовых минералов. В настоящее время флотация получила широкое применение главным образом при обогащении пеллитовых руд. Флотация же вольфрамовых минералов еще не вышла из стадии лабораторных и полупромышленных испытаний. Причиной этому – трудность доводки флотационных вольфрамитсодержащих концентратов.

Флотация вольфрамита применяется в основном как вспомогательный процесс для доизвлечения полезного компонента из шламов и хвостов гравитации. Поэтому в нашем случае, вариант с флотацией в голове схемы целесообразен только для выделения сульфидных минералов, пока содержание оксида вольфрама еще небольшое и благодаря этому свести к минимуму потери вольфрама с пенным продуктом, а также повысить извлечение сфалерита и висмута в сульфидный концентрат.

В коллективный сульфидный концентрат, содержащий 8,5% цинка и 0,92% висмута, извлечение составило 95,2% и 42,8% соответственно. Потери оксида вольфрама с ним удалось снизить до 3,3%. Невысокое извлечение висмута в коллективный концентрат на уровне 42,8% объясняется многообразием его минеральных форм нахождения в руде. Коллективный сульфидный концентрат разубожен значительным количеством пиротина.

Селекция цинкового–пиритного продукта (при концентрации CaO в пульпе = 111,48 г/л и времени обработки 30 минут, pH 11,5) прошла успешно. Извлечение цинка от операции составило 95%. После перечистки получен цинковый концентрат, содержащий 51,0% цинка при извлечении 81,6% от руды. Висмут при этом частично переходит в пенный продукт, частично остается в хвостах. Однако в конечном сульфидном продукте его содержится 0,82%, при извлечении 32,8%, что позволяет считать его товарным продуктом,

Хвосты сульфидной флотации, выход которых составил 97,2% и содержащие 0,18% оксида вольфрама, 0,012% цинка, 0,035% висмута и 0,053% олова при извлечении 96,7%, 4,8%, 57,2% и 99,32%, соответственно, классифицировались на классы и перечищались на столе. Результаты гравитационного обогащения приведены в таблице 19.

Из данных таблицы видно, что значительное количество металла теряется со шламами гравитации, что требует специальных исследований.

Минералогический анализ промпродукта гравитации показал, что он состоит в основном из топаза (70–80% с примесью железистых минералов (гидроксиды Fe 5%) и слюды (до 15%). Хвосты содержат в основном кварц и слюду.

Доводочный цикл. Минералогический анализ черновых гравитационных концентратов установил, что они содержат значительное количество вольфрамита, касситерита, а также часть железистых минералов. Для их разделения применена электромагнитная сепарация при возрастающей напряженности магнитного поля от 200 до 420 кА/м.

При напряженности 200 кА/м выделяется магнитная фракция, состоящая из скрапа и железистых минералов, а при напряженности магнитного поля 420 кА/м в магнитную фракцию извлекается вольфрамит, а касситерит остается в немагнитной. Очистка топазсодержащего промпродукта гравитации от примесей также осуществлялась с помощью электромагнитной сепарации. В результате получен топазовый продукт с выходом 15,80% от руды.

Сводные показатели обогащения приведены в таблице 20.

Таблица 19

**Результаты гравитационного обогащения камерного продукта
сульфидной флотации, %**

Наименование продуктов	Выход	Оксид вольфрама	
		содержание	извлечение
черновой к-т № 1 –0,315+0,08мм	0,275	36,30	55,45
черновой к-т № 2 –0,08+0мм	0,165	20,44	17,74
Σ черновой к-т	0,440	28,75	74,19
Промпродукт –0,315+0,08мм	12,45	0,023	1,59
Промпродукт –0,315+0,08мм	0,785	0,57	2,48
Промпродукт –0,08+0мм	3,09	0,046	0,78
Промпродукт –0,08+0мм	0,445	0,39	0,82
Σ Промпродукт	16,77	0,061	5,67
Хвосты –0,315+0,08мм	34,8	0,013	2,36
Хвосты –0,315+0,08мм	19,43	0,01	1,08
Хвосты –0,08+0мм	11,26	0,03	1,88
Σ Хвосты	65,49	0,015	5,32
Σ Шламы	14,50	0,143	11,52
Хвосты сульфидной флотации	97,2	0,18	96,7

Таблица 20

Сводные показатели обогащения по флотационно–гравитационной схеме, %

Наименование продукта	Выход	Содержание				Извлечение			
		оксид вольфрама	олово	цинк	висмут	оксид вольфрама	олово	цинк	висмут
Концентрат вольфрамовый КВГ (Т)	0,215	61,4	0,2			73,31	0,8		
Концентрат оловянный КО–2	0,031	0,5	60,0			0,09	35,09		
Концентрат цинковый КЦ–3	0,4	0,01	0,03	51,0	1,5	0,02	0,23	81,6	10,0
Топазовый продукт	15,8	0,03	0,03		0,82	2,63	9,36		
Промпродукт	1,164	0,59	0,04			3,83	0,89		
Сульфидный продукт	2,4	0,246	0,01	1,42		3,28	0,45	13,6	32,8
Хвосты отвальные	65,49	0,015	0,022			5,32	27,34		
Шламы	14,5	0,143	0,025			11,52	24,84		
Руда	100,0	0,18	0,053	0,25	0,06	100,0	100,0	95,2	42,8

По лимитируемым примесям полученные концентраты относятся к следующим маркам:

- концентрат вольфрамовый марки КВГ/т;
- концентрат оловянный – КО–2;

- концентрат цинковый – КЦ–30;
- концентрат висмутовый – КВ–7.

В результате проведенных исследований разработаны два варианта схемы обогащения: гравитационно-магнитно-флотационная и флотационно-гравитационно-магнитная.

По гравитационно–флотационно–магнитной схеме получены:

- вольфрамовый концентрат марки КВГ(Г) при извлечении 68,08%;
- цинковый концентрат марш КЦ–3 при извлечении 67,31%;
- оловянный концентрат марки КО–2 при извлечении 44,16%;
- висмутовый концентрат марки КВ–7 при извлечении 28,8%.

По флотационно–гравитационно–магнитной схеме получены:

- вольфрамовый концентрат марки КВГ(Г) при извлечении 73,31%;
- цинковый концентрат марки КЦ–3 при извлечении 81,6%;
- оловянный концентрат марки КО–2 при извлечении 35,09%;
- висмутовый концентрат марки КВ–7 при извлечении 32,8% [4, 7].

2.4.4. Скрытое месторождение шеелит–скарновых руд.

Характеристика руды как объекта обогащения. На исследования представлена лабораторная технологическая проба, характеризующая шеелит–карбонатный тип руды месторождения Скрытое, который на стадии поисково–оценочных работ составляет 60% прогнозных ресурсов объекта. Но своему минеральному составу (таблица 21) и данным петрографического изучения данные руды могут быть отнесены к рудам скарновых шеелитовых месторождений.

Основным полезным компонентом является оксид вольфрама, содержание которого в руде составляет 0,41%. Основным минералом–концентратором вольфрама является безмолибденовый шеелит. Молибдошеелит составляет всего 2% от общего количества шеелита. Тунгстит и повеллит представлены единичными знаками.

Вольфрамит минералогическим анализом не обнаружен, хотя по данным химического фазового анализа (таблица 22) с ним связано 17,3% оксида вольфрама. Возможно он присутствует в форме микровключений.

По данным петрографического изучения шеелит представлен двумя разновидностями:

- крупнозернистый шеелит (размер зерен до 1–2 мм) и его прожилково-видные скопления в кварц–полевошпатовых метасоматитах;
- тонкозернистый шеелит (размер зерен 0,01–0,03 мм) и его рыхлые скопления.

При дроблении крупнозернистый шеелит выделяется в мономинеральной форме, тонкозернистый – в виде мельчайших сростков с тремолитом, кальцитом, сидеритом, анкеритом, пирротином и арсенопиритом, обладающих различным удельным весом и различной магнитной восприимчивостью.

Исследованиями установлено, что шеелит–карбонатные руды в значительной степени подвергнуты рассеянной и прожилковой карбонатизации, что делает невозможным выделение крупнокусковой карбонатной части руды методом рентгенолюминесцентной сепарации.

Проведенный гравитационный анализ руды выявил, что раскрытие начинается с крупности –0,2 мм, извлечение в тяжелую фракцию > 4,2 г/см³ составляет триоксида вольфрама в классе –0,2+0,1 мм – 73,54%. Отсюда можно сделать вывод, что руда является неблагоприятным объектом для

гравитационного обогащения, поскольку получить большой выход отвальных хвостов возможно лишь при тонком, практически флотационным измельчении, что приведет к большим потерям со шламами.

Таблица 21

Минеральный состав руды, % вес.

Минералы	Содержание
Молибдошеелит	ед.зн.
Шеелит	0,45
Тунгстит	ед.зн.
Вольфрамит	–
Повеллит	ед.зн.
Арсенопирит	0,1
Пирротин	0,2
Пирит	0,3
Сфалерит	ед.зн.
Магнетит	1,0
Гематит	ед.зн.
Диопсид	6,1
Тремолит	17,4
Актинолит	–
Гроссуляр	0,8
Кальцит	29,3
Анкерит+сидерит	11,1
Кварц	21,3
Плагиоклаз	2,1
Серицит	0,1
Биотит	0,6
Хлорит	7,6
Флюорит	0,03
Апатит	1,0
Скаполит	1,1
Рутил	ед.зн.
Эпидот	ед.зн.

Таблица 22

Фазовый анализ руды, %

Содержание оксида вольфрама в форме				Распределение оксида вольфрама в форме			
Тунгстита 0,035	Шеелита 0,29	Вольфрамита 0,0368	Суммарно 0,393	Тунгстита 8,9	Шеелита 73,8	Вольфра- мита 17,3	Суммарно 100,0

Проведенный магнитный анализ руды показал, что заметной концентрации триоксида вольфрама в какой-либо фракции не происходит, возможно лишь предварительное выделение бедной сильномагнитной фракции, состоящей из тонкозернистых карбонатных сростков с пирротинном, которые при флотации будут попадать в черновой шеелитовый концентрат и разубоживать его, а также увеличивать лимитированное содержание серы в нем.

Флотационное обогащение. Как показало изучение вещественного состава руды, наиболее перспективным методом обогащения будет являться флотация.

При разработке режимов основной флотации принята крупность измельчения $-0,16\text{ мм}$, при которой шеелит вскрыт почти полностью. Вследствие наличия в руде магнитных и сульфидных минералов, содержащих элементы, лимитированные ГОСТом на шеелитовые концентраты (серу, медь, мышьяк и др.), в схему обогащения введены предварительная магнитная сепарация и сульфидная флотация.

Процесс магнитной сепарации проходит довольно эффективно, выход магнитного продукта после одной перемешки при напряженности магнитного поля $75,6\text{ кА/м}$ составляет $1,5\%$ потери триоксида вольфрама при этом $0,4\%$.

Введение магнитной сепарации перед сульфидной флотацией позволило уменьшить потери оксида вольфрама с сульфидным продуктом почти в 2 раза, также снизить содержание лимитированной серы в черновом шеелитовом концентрате и повысить его качество, поскольку по данным минералогов магнитная фракция на $01,5\%$ представлена тонкозернистыми карбонатными сростками с пирротинном. Немагнитная фракция поступала на сульфидную флотацию, камерный продукт которой поступал на шеелитовую флотацию. Наличие в данном типе руды большого количества кальцийсодержащих минералов ($>30\%$), обладающих близкими с шеелитом флотационными свойствами, осложняет процесс. Проведение флотации по стандартной технологической схеме с использованием традиционных для шеелитовых руд реагентов – соды, жидкого олеа и таллового мыла не позволяло получить удовлетворительных результатов. Введение нами дополнительно триполифосфата натрия в сочетаний о содой и жидким стеклом позволило существенно повысить селективность флотации.

Следует отметить, что триполифосфат натрия не оказывает существенного влияния на процесс доводки. Нами проведены исследования по замене таллового мыла на более перспективный собиратель – таллактам, относящийся к классу ацилированных аминокарбоновых кислот. Таллактам обладает более высокими собирательными свойствами, поскольку закрепляется на минеральной поверхности двумя функциональными группировками с карбоксильной, взаимодействуя с ионами кальция с образованием кальциевой соли и реагирующей с активными гидратированными центрами поверхности, возможно через водородную связь.

Практика обогащения показывает, что для селективной флотации шеелита требуется применение значительных количеств реагентов–регуляторов (соды, жидкого стекла), при этом сточные воды флотационного процесса представляют собой весьма устойчивую дисперсную систему, трудно поддающуюся осветлению, что усложняет применение водооборота в схемах флотации. Использование в качестве собирателя таллактама–малотоксичного, но более селективного реагента позволило снизить расход реагентов–регуляторов: соды на 50% и жидкого стекла на 30% .

Снижение расхода этих реагентов, являющихся стабилизаторами флотационной пульпы, позволило улучшить сгущаемость продуктов обогащения (так скорость сгущения хвостовой пульпы возросла — в $1,5$ раза), что позволяло сократить удельные площади сгущения на 25% и тем самым упростить аппаратную схему водооборота.

При проведении опытов в замкнутом цикле в выбранном реагентом режиме с использованием таллактама в качестве собирателя получены показатели, приведенные в таблице 23.

Таблица 23

Показатели основной флотации в замкнутом цикле, %

Наименование	Выход	Оксид вольфрама	
		содержание	извлечение
Магнитный продукт	1,5	0,10	0,4
Сульфидный продукт	2,5	0,126	0,7
Черновой шеелитовый концентрат	26,2	1,51	92,8
Хвосты	69,8	0,037	6,1
Руда	100,0	0,41	100,0
Оборотные продукты:			
промпродукт сульфидной перерешетки	3,2	0,262	2,0
промпродукт шеелитовой перерешетки	11,3	0,093	2,6
Концентрат контрольной шеелитовой флотации	115	0,124	3,5

Следует отметить, что при проведении опытов в замкнутом цикле, качество черногового шеелитового концентрата ухудшается, но извлечение повышается на 8–10%. Увеличение количества перерешеточных операций, а также введение в них различных количеств жидкого стекла, триполифосфата натрия (от 100 г/т до 500 г/т) не улучшили существенно качества черногового концентрата, значительный выход которого (28,2%) требует больших количеств жидкого стекла в операциях доводки по методу Петрова и более «жестких» условий ее проведения.

Доводка черногового шеелитового концентрата проводилась в следующих оптимальных условиях: $t = 90^{\circ}\text{C}$, время обработки – 90 минут. Твердого – 60%, концентрация жидкого стекла – 4%.

Показатели обогащения по полной схеме приведены в таблице 24.

Полученный шеелитовый концентрат содержит 60,03% оксида вольфрама при извлечении 73,3%. Характеристика его приведена в таблице 25.

Полученный концентрат по всем примесям соответствует марке КНП–1 ГОСТа 213–83.

Таблица 24

Показатели обогащения шеелит–карбонатной руды месторождения Скрытое, %

Наименование продукта	Выход	Оксид вольфрама	
		содержание	извлечение
Основной цикл:			
Магнитный продукт	1,5	0,1	0,4
Сульфидный продукт	2,5	0,126	0,7
Черновой шеелитовый к-т	26,2	1,51	92,8
Хвосты	69,8	0,037	6,1
Цикл доводки:			
Магнитный продукт	0,5	60,03	73,3
Сульфидный продукт	25,7	0,3	19,5
Черновой шеелитовый к-т	26,2	1,51	92,8
Хвосты	100,0	0,41	100,0

Таблица 25

**Содержание оксида вольфрама и лимитирующих примесей
в шеелитовом концентрате, %**

Элементы	WO ₃	As	S	P	SiO ₂	MnO	Mo
Наименование							
Шеелитовый концентрат	60,03	0,039	0,5	0,04	6,5	0,15	0,046
ГОСТ КШ-1	60,0	0,05	0,6	0,04	6,5	2,0	1,0

Анализируя полученные технологические показатели, обращает на себя внимание большие потери оксида вольфрама с хвостами доводки.

Проведенный гранулометрический анализ хвостов доводки, представленный в таблице 26, показал, что основные потери вольфрама связаны с материалом крупнее +0,20 мм.

Таблица 26

Результаты гранулометрического анализа хвостов доводки, %

Класс, мм	Выход	Оксид вольфрама	
		Содержание	Распределение
-0,16+0,044	73,3	0,47	41,8
-0,044+0,020		0,22	34,2
-0,020	26,7	0,27	24,0
Итого:	100,0	0,30	100,0

С целью выяснения характера потерь, материал крупностью -0,16+0,44 мм и -0,044+0,020 мм был разделен по плотности. Результаты расслаивания приведены в таблице 27.

Таблица 27

**Распределение оксида вольфрама по фракциям расслаивания классифицированных
хвостов доводки крупностью -0,16+0,020 мм, %**

Плотность фракции г/см ³	Выход		Оксид вольфрама		
	от операции	от руды	содержа- ние	распределение	
				от операции	от руды
<2,9	88,4	23,6	0,0815	15,3	6,4
2,9-3,3	11,6	3,1	3,43	87,7	35,4
>3,3					
-0,16+0,044мм	100,0	26,7	0,47	100,0	41,8
<2,9	99,73	46,48	0,137	62,0	21,2
2,9-3,3	0,27	0,12	30,88	38,0	13,0
>3,3					
-0,044+0,020мм	100,0	46,6	0,22	100,0	34,2
-0,020+0мм	100,0	26,7	0,27		24,0
Хвосты доводки		100,0	0,30		100,0

Из данных таблицы следует, что основное количество оксида вольфрама сосредоточено во фракциях $>2,9$ г/см³; с фракциями $<2,9$ г/см³, составляющими основное количество материала связано 6,4 и 21,2% оксида вольфрама.

Минералогическое изучение фракций плотностью $>2,9$ г/см³ показало, что они состоят из основном из кальцита. Свободный шеелит отмечен во фракциях плотностью $>2,9$ $<3,3$ г/см³ и в основном содержится во фракции $>3,3$ г/см³. Под ультрафиолетовыми коротковолновыми лучами, шеелит выделенный из фракции $>3,3$ г/см³ светится лимонно-желтым цветом, что характерно для молибдошеелита. Последний, как отмечается в ряде предыдущих исследований, обладает худшими флотационными свойствами по сравнению с шеелитом [4,7].

Выводы по главе.

Минерально-сырьевая база олова в РФ представлено касситерит-турмалиновым, касситерит-хлоритовым и касситерит-вольфрамит-кварцевым типами месторождений, составляющие 70,6% в запасах и 73% в добыче при среднем содержании олова в товарных рудах 0,3–0,41. Значительную роль в добыче играют касситерит-многосульфидные руды – 17,8% при подчиненной роли в запасах – 9,0%.

Содержание тяжелых металлов – свинца, цинка, меди, мышьяка в касситерит-вольфрамит-кварцевом, хлоритовом и турмалиновом типах не превышает сотых и десятых долей масс, тогда как в многосульфидных оловянных рудах достигает 5–10%.

Ведущая роль в запасах вольфрама в РФ принадлежит скарновому типу месторождений при среднем содержании триоксида вольфрама 0,14–0,15%.

Токсичными элементами в вольфрамовых рудах являются в основном сера и мышьяк, вывод которых из концентратов обогащения необходимо предусматривать в разрабатываемых схемах их переработки.

Типовые промышленные схемы обогащения оловянных руд идентичны для всех эксплуатируемых месторождений. Они характеризуются применением двух типов гравитационных аппаратов – отсадочных машин и концентрационных столов, а также классифицирующими и измельчительными аппаратами. Применяемые схемы многостадийны, характеризуются высокими циркуляционными нагрузками, энергозатратами и расходом воды. При доводке концентратов используется процесс флотогравитации, проводимый с токсичными реагентами (серная кислота, аполлярные масла).

Гравитационные схемы обогащения вольфрамитовых руд характеризуются, как и для оловянных руд, многостадийными операциями обогащения, узкой классификацией материала, большим количеством малопроизводительных концентрационных столов, высокими циркуляционными нагрузками, значительным обводнением и существенными трудностями при обогащении шламового материала.

Процесс флотации в схемах обогащения оловянных руд используется как для выделения моноконцентратов цветных металлов, либо коллективного сульфидного оловосодержащего продукта, так и для флотации касситерита из шламового материала. Применяемые флотореагенты относятся как к токсичным (цианиды при селекции сульфидных минералов), аполлярные масла при флотогравитации, серная кислота при создании pH 3,5–4 для флотации касситерита реагентом ИМ–50, так и к малотоксичным (ксантогенат, сернистый натрий).

Процесс шеелитовой флотации осуществляется с применением жирно-кислотных собирателей (олеиновая кислота, талловое мыло) и регуляторов (сода, известь, жидкое стекло) и сопровождается образованием устойчивой дисперсной системы в сточных водах, трудно поддающихся осветлению, что усложняет использование водооборота.

Разработана усовершенствованная экологически чистая схема обогащения комплексных бедных руд касситерит–вольфрамит–кварцевого типа Тигриног месторождения, характеризующаяся сочетанием процессов рентгено-радиометрического и гравитационного обогащения на стадии получения черновых концентратов и развернутой схемой доводочных операций, включающей процессы флотации, гравитации, магнитной и электрической сепарации. Технология обогащения во всех операциях является экологически чистой и характеризуется снижением затрат и водопотребления на 25–30% по сравнению с промышленными схемами. Флотация проводится с нетоксичными и малотоксичными реагентами и дополнена в цикле довода магнитной сепарацией для селекции сульфидов свинца и цинка от мышьяка. В процессе обогащения используется двухцикловой водооборот. Получены высокосортные товарные концентраты олова и вольфрама, кондиционированные по лимитируемым вредным примесям в соответствии с ОСТАми. Извлечение олова в концентрат с содержанием 62,0% составляет 53,7% и вольфрама в концентрат с содержанием WO_3 – 60,9–47,1% при содержании в руде соответственно 0,116% и 0,04%.

Экспериментально проработана и предложена для апробации в условиях непрерывного процесса схема обогащения касситерит–много–сульфидных руд зоны окисления Арминского месторождения, отличающихся высоким содержанием серебра. Разработанная технология обогащения включает операции гравитационного, флотационного и магнитного обогащения. Экологическая чистота схемы обеспечивается исключением из реагентных режимов, применяемых в типовых схемах селективной флотации серебросодержащих руд цветных металлов таких высокотоксичных реагентов, как цианиды, хромпик и др., и проведении этой операции с использованием нетоксичных и малотоксичных реагентов (бутиловый ксантогенат, сернистый натр). Долечены товарный, серебряный концентрат и серебросодержащий продукт для металлургической переработки с суммарным извлечением серебра 91,6%.

Для вольфрамит–штокверкового типа руд, на примере Шумиловского месторождения, разработано два экологически чистых варианта схем обогащения: гравитационно–флотационно–магнитный и флотационно–гравитационно–магнитный. Технологические показатели идентичны по качеству товарных концентратов, однако по второму варианту получен прирост извлечения вольфрама на 6,0%. Разработка реагентного режима с применением нетоксичных реагентов в операции сульфидной флотации позволила снизить потери вольфрама в сульфидном продукте до 5% и облегчить получение товарного цинкового концентрата с извлечением цинка 81,6%. Вольфрамитовый концентрат соответствует марке КВГ(Т) при извлечении 73,3%.

На примере шеелит–скарновых руд Скрытого месторождения разработана экологически чистая флотационная схема обогащения, обеспечивающая получение высокосортного концентрата марки КШ–1 с извлечением 73,3%. Специфической особенностью разработанной технологии является новый для вольфрамовой промышленности реагентный режим с использованием нетоксичного реагента собирателя – таллакам в щелочной среде с применением реагентов регуляторов – соды, жидкого стекла и триполи-

фосфата натрия. Получен товарный шеселитовый концентрат, кондиционированный по всем лимитируемым примесям: мышьяку, сере и фосфору.

Сточные воды обогащительного процесса используются для организации замкнутого водооборота как по гравитационным, так и по флотационным разработанным технологическим схемам. Для кондиционирования химического состава сточных вод в соответствии с нормами ПДК в хвостовую пульпу вводятся нетоксичные реагенты: полиакриламид, сульфид железа, сернокислый алюминий.

Твердые отходы по содержанию тяжелых металлов и вредных примесей соответствуют нормам ЦДК. Экспериментально проработана возможность их утилизации для изготовления силикатного кирпича и бетонозаполнителя, а также в качестве гостированных кварцполевошпатовых концентратов, используемых в керамической, стекольной и электроизоляционной промышленности.

2.5. Свинцово-цинковые серебросодержащие руды

Свинцово-цинковые серебросодержащие руды, перерабатываемые на Адрасманском свинцово-цинковом комбинате (АСЦК) представлены месторождениями Восточный Канимансур и Замбарак (Таджикистан).

Месторождение Замбарак, представленное первичными, собственно полиметаллическими рудами, отнесено к забалансовым и на АСЦК отработывают наиболее обогащенные участки. По флотационным свойствам руды месторождения с Замбарак относятся к легкообогащаемым, их подпитка к рудам участка Восточный Канимансур значительно улучшает процесс флотации, повышая извлечение свинца в свинцовый концентрат и содержание свинца в концентрате. Однако, из-за малых запасов и большой стоимости в добычи, количество руды с Замбаракского месторождения постоянно уменьшается.

2.5.1. Краткая характеристика химического и минерального состава пробы руды текущей добычи.

Проба руды текущей добычи Адрасманской обогащительной фабрики (АОФ), поступившая на исследования в ВИМС весом 50 кг отобрана из пиллты, поступающей на фабрику руды из двух месторождений (65-70% Восточного Канимансура и 30-35% Замбарака).

Результаты химического и минералогического (полуколичественного) анализов пробы руды текущей добычи АОФ, приведены в таблицах 28 и 29.

По данным химического анализа (таблица 28), основными полезными компонентами в пробе является свинец - 0,66% и серебро - 78 г/т.

В повышенных количествах, представляющих промышленный интерес, присутствуют медь 0,018%, диоксид титана - 0,35%, цинк - 0,0068%. По данным минерального (полуколичественного) анализа (таблица 29) основные компоненты представлены: свинец - галенитом, англезитом, пилмбоярозитом; серебро - самородными формами, полибазитом, штрмейеритом, фрейбергитом.

В таблице 30 приведены результаты гранулометрического анализа исходной руды текущей добычи, измельченной до -1 мм и распределение свинца и серебра по классам крупности. Данные показывают, что материал достаточно раскрыт: выход класса +0,2 мм составляет 30,5%, распределение в нем свинца и серебра составляет, соответственно, 21,4 и 25,6%. Руда сильно опламована, выход класса - 0,02 мм составляет 29,6%, распределение в нем свинца и серебра составляет, соответственно 37,2 и 34,6%.

**Результаты химического анализа руды текущей добычи,
(перерабатываемой на АОФ), %**

Элементы	Содержание
Диоксид кремния	~66,70
Оксид алюминия	12,92'
Оксид марганца (II)	0,41
Оксид кальция	0,68
Оксид железа (II)	1,58
Оксид железа (III)	3,45
Оксид магния	0,21
Диоксид титана	0,35
Медь	0,018
Свинец	0,66
Серебро	0,0078
Висмут	0,0004
Мышьяк	0,013
Цинк	0,068
Оксид фосфора (V)	0,10
Оксид натрия	12
Оксид калия	6,87
Диоксид углерода (IV)	0,28
Вода-	0,44
Вода+	0,97
Сера общая	0,71
Окись бария	0,90
п п п	1,91

Полученные результаты позволяют сделать вывод о необходимости тщательного подбора режима измельчения с целью максимального раскрытия частиц крупностью более 0,2 мм и минимального последующего опламования.

Результаты анализа и распределения минеральных форм свинца в классах гранулометрического состава и исходной руде (таблица 31) показывают следующее:

- в исходной руде свинец на 44% представлен галенитом, остальное - окисленные формы (церуссит, англезит, пломбозит),
- в крупных классах +0,5 мм и -0,5+0,2 мм свинец представлен галенитом на 54 и 46%, соответственно,
- во флотационных классах -0,2+0,02 мм свинец представлен галенитом на 49-54%,
- в тонких шламах - 0,005 мм свинец на 70% представлен окисленными формами.

Полученные данные свидетельствуют о значительной роли окисленных форм свинца в руде (45-55%), что объясняет наличие в технологической схеме флотации узлов сульфидной и окисленной свинцовой флотации.

Сложность флотационной схемы, таким образом, обусловлена с одной стороны, значительным опламованием руды, с другой стороны - наличием в ней сульфидной и окисленной форм свинца, а также серебра [1, 2].

Таблица 29

**Минералогический (полуколичественный) анализ
исходной руды текущей добычи, %**

Породообразующие:	
Кварц-серицит-полевошпатовые агрегаты	78
Флюорит	5
Кварц	5
Хлорит	3
Барит	2
Цеолит	1
Апатит	ед
Рудные:	
Пирит	5
Галенит	1
Сфалерит	ед
Халькопирит	ед
Пирротин	ед
Окисленный магнетит	ед
Англезит	ед
Гематит	ед
Плюмбозин	ед
Самородное серебро	ед
Полибазит	ед
Штрөмейерит	ед
Фрейбергит	ед

Таблица 30

**Результаты гранулометрического анализа исходной руды текущей добычи АОФ
и распределение свинца и серебра по классам крупности, %**

Классы, мм	Выход, %	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
+0,5	5,30	0,385	56	3,21	4,20
-0,5+0,2	25,24	0,453	60	18,21	21,41
-0,2+0,1	14,64	0,485	66	11,18	13,66
-0,1+0,08	6,92	0,596	71	6,39	6,94
-0,08+0,04	7,57	0,818	68	9,89	7,28
-0,04+0,02	10,70	0,815	78	13,93	11,95
-0,02+0,010	3,03	0,61	79	2,87	3,38
-0,010+0,005	4,14	0,715	77	4,63	4,50
-0,005	22,46	0,832	84	29,70	26,68
Исходный	100,0	0,63	71	100,0	100,0

**Распределение минеральных форм свинца классах крупности
гранулометрического состава исходной руды, %**

Классы, мм	Минеральные формы свинца								
	Церуссит		Англезит		Галенит		Пломбоарит		сумма
	сод-е	рас-е.	сод-е	рас-е.	сод-е	рас-е.	сод-е	рас-е.	
+0,5	0,019	4,5	0,126	29,86	0,228	54,03	0,049	11,61	0,422
-0,5+0,2	0,024	4,41	0,214	39,34	0,250	45,96	0,056	10,29	0,544
-0,2+0,1	0,049	6,61	0,232	31,31	0,368	49,66	0,092	12,42	0,741
-0,1+0,08	0,069	9,42	0,192	26,19	0,375	51,16	0,097	13,23	0,733
-0,08+0,04	0,084	11,44	0,142	19,35	0,398	54,22	0,110	14,99	0,734
-0,04+0,002	0,127	9,21	0,392	28,45	0,685	49,71	0,174	12,63	1,328
-0,02+0,05	0,254	11,76	0,496	22,96	1,12	51,25	0,290	13,43	2,16
-0,005+0	0,204	21,23	0,192	19,98	0,285	29,66	0,280	29,14	0,961
Руда	0,084	12,90	0,172	26,42	0,285	43,78	0,11	16,90	0,951

2.5.2. Результаты лабораторных и укрупненно-лабораторных исследований.

Задача лабораторных исследований заключалась в усовершенствовании узла окисленной свинцово-серебряной флотации с целью повышения извлечения свинца и серебра в свинцово-серебряный концентрат на основе применения сочетания известных реагентов, а также, испытания нового реагента-модификатора (условное название 9Н-4).

В связи с этим исследования проводились в двух направлениях - усовершенствование реагентного режима основной окисленной флотации и разработки оптимальной технологии перемешивания черного окисленного концентрата в отдельном цикле.

Флотационные опыты по разработке оптимального режима основной окисленной флотации проводились в открытом цикле с получением трех конечных продуктов - черного сульфидного свинцово-серебряного концентрата, черного окисленного свинцово-серебряного концентрата и отвальных хвостов (рис. 1).

Реагентный режим нулевого опыта, соответствующий режиму свинцово-серебряной секции АОФ представлен также на рис. 1.

По этому режиму получены черновой сульфидный свинцово-серебряный концентрат с содержанием 8,01% свинца, 1250 г/т серебра, при извлечении 60,23/% свинца и 61,87% серебра и черновой окисленный концентрат с содержанием свинца 4,02%, серебра 5,23г/т. При их извлечении 21,65 и 18,54%, соответственно (таблица 32, опыт 1). Извлечение свинца и серебра в суммарный черновой свинцово-серебряный концентрат, направляемый на доводочные операции, составлял 81,88% и 80,41% соответственно.

Исходя из минералогического и вещественного анализов руды и продуктов гранулометрического анализа, основные потери металлов связаны с окисленными формами свинца и серебра. Следовательно, при усовершенствовании реагентного режима узла окисленной флотации, необходимо было испытать реагенты, способствующие повышению извлечения этих

минеральных форм. Исходя из литературных данных, хорошие результаты получены при использовании в качестве дополнительных собирателей окисленных минералов свинца и серебра эмульсии керосина самостоятельно и обработанной алкилсульфатами 2,4-8.

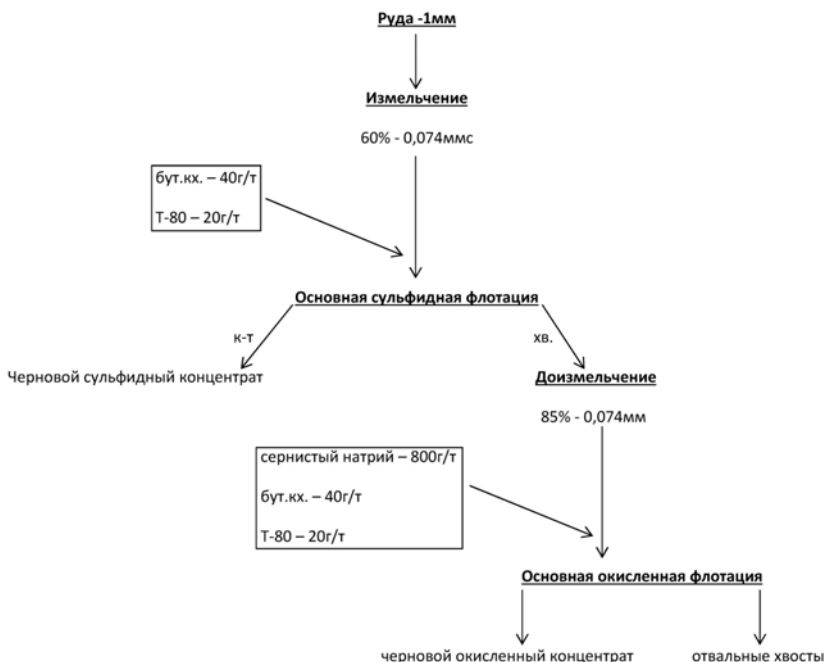


Рисунок 1. Схема флотации свинцово-серебряной руды в открытом цикле (фабричный режим).

В наших исследованиях в качестве дополнительного собирателя, были испытаны эмульсия осветительного керосина (20-200 г/т) и эмульсия осветительного керосина, обработанная алкилсульфатами при их соотношении 1:1 (20-200 г/т). При этом также варьировался расход сульфидизатора-сернистого натрия от 200 до 800 г/т.

Сравнительные результаты при использовании эмульсии керосина при оптимальном расходе 50 г/т и эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом в соотношении 1:1 при оптимальном расходе 50 г/т приведены в таблице 32, где в опытах 2 и 3 расход сернистого натрия составлял 800 г/т, а в опытах 4 и 5 - 200 г/т.

Анализ полученных данных позволяет сделать следующие выводы:

- использование эмульсии керосина в качестве дополнительного собирателя повышается извлечение свинца на 2-2,5%, серебра - на 4-4,5% при сохранении качества чернового окисленного концентрата;
- использование эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом в соотношении 1:1 в качестве дополнительного собирателя повышается из-

влечение свинца на 14-15%, серебра - на 10-11% при сохранении качества черного окисленного концентрата;

– снижение расхода сульфидизатора(сернистого натрия) с 800 до 200 г/т не дает преимуществ при использовании дополнительных собирателей.

Таблица 32

Сравнительные результаты по разработке оптимального режима основной окисленной свинцово-серебряной флотации, %

Опыт I (режим нулевого опыта)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	3,91	8,01	1250	60,23	61,87
К-т окисленной флотации	2,80	4,01	523	21,65	18,54
Суммарный черновой к-т	6,71	6,35	947	81,88	80,41
Хвосты отвальные	93,29	0,11	17	18,12	19,59
Исходная руда	100,0	0,52	79	100,0	100,0
Опыт II (расход эмульсии керосина – 50 г/т; расход сернистого натрия – 800 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,00	8,75	1170	60,34	63,24
К-т окисленной флотации	3,04	4,57	558	23,95	22,94
Суммарный черновой к-т	7,04	6,94	906	84,29	86,18
Хвосты отвальные	92,96	0,098	11	15,71	13,82
Исходная руда	100,0	0,58	74	100,0	100,0
Опыт III (расход эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом – 50 г/т; расход сернистого натрия – 800 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,22	8,52	1143	59,92	61,06
К-т окисленной флотации	4,85	4,46	484	36,05	29,73
Суммарный черновой к-т	9,07	6,35	791	95,97	90,79
Хвосты отвальные	90,93	0,027	8	4,03	9,21
Исходная руда	100,0	0,60	79	100,0	100,0
Опыт IV (расход эмульсии керосина – 50 г/т; расход сернистого натрия – 800 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,08	8,89	1083	60,48	62,21
К-т окисленной флотации	2,86	4,14	438	19,74	17,63
Суммарный черновой к-т	6,94	6,94	817	80,22	79,84
Хвосты отвальные	93,06	0,128	15	19,78	20,16
Исходная руда	100,0	0,60	71	100,0	100,0
Опыт V (расход эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом – 50 г/т; расход сернистого натрия – 800 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	3,59	9,05	1391	61,31	62,40
К-т окисленной флотации	2,73	4,11	549	21,17	18,73
Суммарный черновой к-т	6,32	6,92	938	82,48	81,13
Хвосты отвальные	96,68	0,099	16	17,52	18,87
Исходная руда	100,0	0,53	80	100,0	100,0

В дальнейших исследованиях изучена возможность снижения расхода сернистого натрия за счет применения дополнительного реагента 9Н-4, который вводился в процесс после введения сернистого натрия в виде капель (ввиду незначительной растворимости его в воде).

При исследованиях по выбору оптимального расхода модификатора 9Н-4 в стандартном режиме, установлено, что в этом случае имеется возможность снижения расхода сульфидизатора (сернистого натрия) с 800 до 200 г/т (таблица 33, опыты 1 и 2). Оптимальный расход 9Н-4 составил 50 г/т [1, 2].

Таблица 33

Сравнительные результаты по разработке оптимального режима основной окисленной свинцово-серебряной флотации, %

Опыт I (расход 9Н-4 – 50 г/т; расход сернистого натрия – 800 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,08	8,83	1170	61,05	60,44
К-т окисленной флотации	4,69	3,83	500	30,44	29,71
Суммарный черновой к-т	8,77	6,15	812	91,49	90,15
Хвосты отвальные	91,23	0,055	8,5	8,51	9,85
Исходная руда	100,0	0,59	79	100,0	100,0
Опыт II (расход 9Н-4 – 50 г/т; расход сернистого натрия – 200 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,17	8,47	1201	60,88	61,09
К-т окисленной флотации	4,28	4,10	559	30,29	29,16
Суммарный черновой к-т	8,45	6,26	876	91,17	90,25
Хвосты отвальные	91,55	0,056	8,8	8,83	9,75
Исходная руда	100,0	0,058	82	100,0	100,0
Опыт III (расход 9Н-4 – 50 г/т; расход эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом – 50 г/т; расход сернистого натрия – 200 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,12	8,26	1187	60,77	61,11
К-т окисленной флотации	4,83	4,15	526	35,81	31,74
Суммарный черновой к-т	8,95	6,04	830	96,58	92,85
Хвосты отвальные	91,05	0,038	6,3	3,42	7,15
Исходная руда	100,0	0,56	80	100,0	100,0
Опыт IV (расход 9Н-4 – 50 г/т; эмульсии керосина – 50 г/т; расход сернистого натрия – 200 г/т)					
Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение	
		свинец	серебро г/т	свинец	серебро
К-т сульфидной флотации	4,02	9,16	1242	61,38	60,87
К-т окисленной флотации	4,98	4,24	528	35,17	32,05
Суммарный черновой к-т	9,0	6,44	847	96,55	92,92
Хвосты отвальные	91,0	0,023	6	3,45	7,08
Исходная руда	100,0	0,60	82	100,0	100,0

Результаты показывают, что при использовании дополнительного модификатора 9Н-4, извлечение свинца повышается на 8-9%, серебра на 10-11%, по сравнению с фабричным режимом (опыт 1, табл. 33). При этом значительно (в четыре раза) снижен расход токсичного реагента-сернистого натрия.

Однако, по сравнению с использованием в качестве дополнительного собирателя эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом извлечение свинца в окисленной флотации несколько ниже, поэтому было целесообразно ввести этот дополнительный собиратель при флотации с применением 9Н-4.

Полученные результаты (табл. 33, опыты 3 и 4) позволяют сделать вывод о преимуществе предложенного режима окисленной свинцово-серебряной флотации:

- по сравнению с фабричным режимом (таблица 33, опыт I) извлечение свинца повысилось на 14-15%, серебра - на 13-14% при неизменном качестве свинцово-серебряного концентрата (таблица 8, опыт 4),

- по сравнению с разработанным режимом окисленной флотации без применения модификатора 9Н-4 (таблица 33, опыт 3) извлечение серебра повысилось на 2,4%) при сохранении показателей по свинцу, при этом расход сернистого натрия снижен с 800 до 200 г/т.

Таким образом, лабораторные и крупнотоннажные исследования по усовершенствованию реагентного режима основной окисленной свинцово-серебряной флотации показали возможность значительного повышения извлечения свинца и серебра за счет применения дополнительного собирателя - эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом и дополнительного модификатора (при снижении расхода сульфидизатора в четыре раза) под условным названием 9Н-4. В суммарный черновой свинцово-серебряный концентрат, направленный на доводочные операции, извлечение свинца составляет 95-97%, серебра - 91-93%, что свидетельствует о высокой эффективности разработанного реагентного режима окисленной флотации.

На основании полученных результатов рекомендовано провести промышленные испытания с использованием дополнительного собирателя окисленных минералов свинца и серебра – эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом при соотношении 1:1, а также дополнительного модификатора 9Н-4 (при поставке опытной партии реагента на АОФ).

Основным недостатком существующей схемы флотации свинцово-серебряных руд на АОФ является низкое извлечение окисленных минералов свинца и серебра вследствие сложности совместной доводки сульфидных и окисленных черновых концентратов и несовершенного реагентного режима как окисленной флотации, так и доводки объединенного чернового свинцово-серебряного концентрата. При использовании этой технологии извлечение свинца и серебра в окисленный концентрат, направляемый на доводку составляет, соответственно 20-22 и 18-20% (от руды). В результате совместной доводки, осуществляемой при трех перекидках с применением цианида натрия (5-15 г/т) получают товарный свинцово-серебряный концентрат с содержанием свинца 34-36%, серебра - 2800-3400 г/т, при извлечении 75-77 и 72-74%, соответственно. Основные потери металлов, как уже было сказано выше, связаны с труднофлотируемыми окисленными минеральными формами свинца и серебра. Задачей наших исследований в этой части явилась разработка реагентного режима доводки чернового окисленного концентрата, осуществляемой в отдельном

цикле с целью получения товарного свинцово-серебряного концентрата (в дальнейшем, объединяемого с концентратом сульфидной флотации) при одновременном повышении извлечения металлов и снижения их потерь с отвальными хвостами.

Исходя из литературных источников благотворное влияние на флотацию окисленных минералов свинца и серебра в присутствии минералов железа в перечистных операциях доводки оказывают ионы Na^+ , NH_4^+ , SO_3^{2-} , а также эмульсии аполярных масел (керосина, индустриального масла, машинного масла), действие которых усиливается при использовании смеси нескольких соединений, включающих эти ионы.

В наших исследованиях были использованы сода, сернистый натрий и эмульсия керосина, как раздельно, так и смеси этих компонентов [1, 2].

Схема и реагентный режим опытов представлены на рис. 2 и табл. 34.

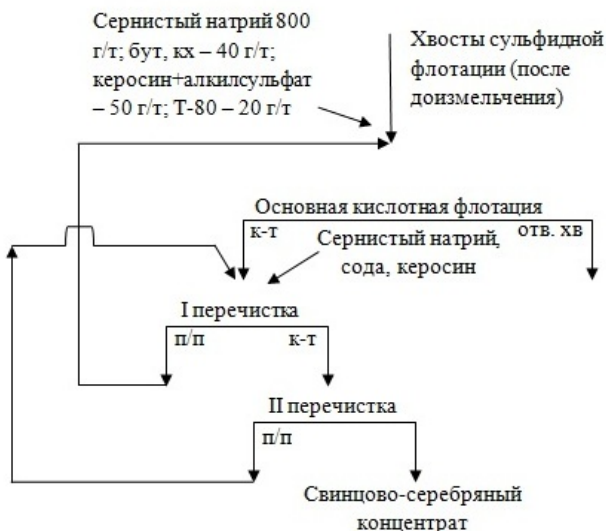


Рисунок 2 . Технологическая схема окисленной флотации в замкнутом цикле.

Проведенные лабораторные исследования показали, что оптимальные технологические показатели при флотационной доводке в отдельном цикле окисленного черного свинцово-серебряного концентрата получены при соотношении сернистого натрия, соды и эмульсии керосина, от 1:0,5;0,1 до 1:0,75;0,5, вводимых в операцию I перечистки.

Извлечение окисленных форм свинца и серебра в товарный свинцово-серебряный концентрат составило 29-35% свинца и 21-23% серебра (от руды). Объединение этого концентрата со свинцово-серебряным концентратом сульфидного цикла, позволяет повысить извлечение свинца и серебра в конечный продукт на 6-8% и 5-7%, соответственно.

Результаты сравнительных флотационных опытов по доводке окисленного свинцово-серебряного концентрата

№ п/п	Наименование продуктов	Условия опыта (режим I перерешетки)	Выход	Содержание		Извлечение			
				свинец	серебро г/т	свинец	от опер.	от руды	серебро г/т
1	К-т перерешетки окисленной флотации	Без применения реагентов в I перерешетке	2,0	15,05	1200	67,10	23,8	59,0	16,9
	Хвосты отвальные		98,0	0,15	17	32,9	11,6	41,0	11,7
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,45	40,7	100,0	35,4	100,0	28,6
2	К-т перерешетки окисленной флотации	Расход соды 15г/т; сернистый натрий – 0; эмульсия керосина – 0	2,50	21,8	1710	72,0	25,2	62,3	17,7
	Хвосты отвальные		98,5	0,12	15,8	28,0	10,1	37,7	10,7
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,45	41,2	100,0	35,9	100,0	28,4
3	К-т перерешетки окисленной флотации	Расход соды - 0; сернистый натрий - 10г/т; эмульсия керосина - 0	1,56	20,3	1650	73,0	25,8	63,7	18,9
	Хвосты отвальные		98,44	0,12	14,9	27,0	9,6	36,3	10,7
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,43	40,4	100,0	35,4	100,0	29,6
4	К-т перерешетки окисленной флотации	Сода - 0; сернистый натрий - 0; эмульсия керосина – 10г/т	1,94	20,8	2100	71,3	25,7	62,7	18,4
	Хвосты отвальные		98,06	0,14	16,5	28,7	10,4	37,3	11,1
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,46	42	100,0	36,1	100,0	29,5
5	К-т перерешетки окисленной флотации	Сода – 15г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина - 5г/т; соотношение реагентов (сернистый натрий, сода, керосин) 1,0,75:0,25	1,09	35,3	2948	88,2	315	80,0	23,5
	Хвосты отвальные		98,91	0,052	8,1	148	4,2	20,0	5,9
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,44	40,2	100,0	35,7	100,0	29,4

№ п/п	Наименование продуктов	Условия опыта (режим перечистки)	Выход	Содержание		Извлечение		
				свинец	серебро г/т	свинец от опер.	серебро г/т от опер.	от руды
6	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 10г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина – 5г/т; соотношение реагентов: 1:0,5;0,25	1,10	35,7	2891	88,7	31,5	77,2
	Хвосты отвальные		98,9	0,051	9,5	11,3	4,1	22,8
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,44	100,0	100,0	35,5	100,0
7	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 20г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина 10г/т; соотношение реагентов: 1:1;0,5	1,15	31,1	2590	77,8	27,2	74,9
	Хвосты отвальные		98,95	0,10	10,1	22,2	7,7	25,1
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,46	39,8	100,0	34,9	100,0
8	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 0,5г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина 0,2г/т соотношение реагентов: 1:0,25;0,10	1,12	31,4	2584	81,0	29,3	72,5
	Хвосты отвальные		98,88	0,083	11,1	19,0	6,9	27,5
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,43	39,9	100,0	36,2	100,0
9	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 40г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина 10г/т; соотношение реагентов: 1:2;0,5	1,31	28,4	1980	80,7	28,8	62,8
	Хвосты отвальные		98,69	0,09	15,6	19,3	6,9	37,2
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,46	41,3	100,0	35,7	100,0
10	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 15г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина 5г/т; соотношение реагентов: 1:0,75;0,25	1,05	34,6	2835	80,7	28,3	74,8
	Хвосты отвальные		98,95	0,088	11,6	19,3	6,8	25,2
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,45	39,8	100,0	35,1	100,0
11	К-т перечистки окисленной флотации	Расходы: сода – 15г/т; сернистый натрий – 20г/т; эмульсия керосина 20г/т; соотношение реагентов: 1:0,75;1	1,71	20,6	1580	79,5	28,4	65,7
	Хвосты отвальные		98,29	0,092	14,3	20,5	7,3	34,3
	Питание (хвосты с сульфидной флотации)		100,0	0,44	41,1	100,0	35,7	100,0

Можно предположить, что при одновременном введении в процесс перечистки реагентной смеси, происходит, с одной стороны, депрессия железосодержащих минералов (пирита, пирротина, гематита) при одновременной сульфидизации части окисленных минералов свинца и серебра сернистым натрием, с другой стороны, дофлотация свободных окисленных частиц минералов свинца и серебра эмульсией керосина в присутствии соды. Как показали проведенные исследования, только при одновременном действии сернистого натрия, соды и эмульсии при их определенном соотношении, а также проведение доводочных операций в отдельном цикле возможно повышение технологических показателей процесса. Применение сочетания вышеперечисленных реагентов при их определенном соотношении позволяет, по нашему мнению, достигнуть оптимальной степени сульфидизации и последующей гидрофобизации окисленных минералов свинца и серебра.

2.5.4. Укрупненно-лабораторные исследования в замкнутом цикле в лаборатории АОФ.

Для подтверждения полученных результатов лабораторных исследований, в лаборатории АОФ был проведен ряд замкнутых опытов на сливе классификатора в фабричном режиме, при использовании разработанной технологии. Результаты сравнительных испытаний флотации свинцово-серебряных руд с доводкой черного окисленного концентрата, приведенные в таблице 35, показывают преимущество предложенной технологии:

- извлечение свинца и серебра в пенный продукт III перечистки повышается, соответственно, на 4,4 и 8,8% (от операции) практически без снижения качества свинцово-серебряного концентрата перечистки,
- извлечение свинца и серебра в конечный товарный свинцово-серебряный концентрат повышается, соответственно, на 0,5 и 4,6%,
- в обоих случаях (опыт 1 и 2) доводка черного окисленного свинцово-серебряного концентрата проводилась в отдельном цикле.

Результаты рационального анализа серебра в исходной руде (слив классификатора) и продуктах обогащения при использовании разработанного режима доводки, приведенные в таблице 36, также подтверждают перспективность этой технологии.

Данные минералогического полуколичественного анализа, на продуктах укрупненных опытов 1 и 2, проведенного в минералогической лаборатории, показали, что в случае применения разработанной технологии, в хвостах окисленной флотации основных окисленных минеральных форм свинца-англезита и плюмбоярозита практически не наблюдается (см. табл. 38), тогда как при использовании фабричного режима они есть (см. табл. 37).

На основании проведенных исследований режим доводки окисленного концентрата рекомендованы для промышленных испытаний на АОФ.

Одновременно с этими исследованиями в укрупненной лаборатории были проведены исследования по возможности гравитационной доводки на концентрационных столах промпродуктов флотации камерных продуктов перечистных операций, с целью выделения на этой стадии свинцово-серебряного концентрата и снижения циркуляционных нагрузок в доводочных операциях [1, 2, 4].

Результаты лабораторных исследований на концентрационном столе СКЛ-2 представлены в таблице 39.

Результаты сравнительных испытаний флотации свинцово-серебряных руд с доводкой черногового окисленного свинцово-серебряного концентрата в лаборатории АОФ (в замкнутом цикле), %

№	Наименование продуктов	Реагентный режим	Выход	Свинец			Серебро		
				содержание	извл. от операции	извл. от руды	содержание г/т	извл. от операции	извл. от руды
Опыт 1	Свинцово-серебряный концентрат перечистки	Фабричный режим: цианид натрия – 20г/т; в III перечистку	27,38	26,3	72,0	15,3	1760	52,95	10,9
	Камерный продукт перечистки		76,62	3,76	28,0	6,0	559	47,05	9,7
	Питание перечистки		100,0	10,3	100,0	21,3	910	100,0	20,6
	Товарный свинцово-серебряный концентрат		1,20	35,2	-	76,8	3325	-	71,25
	Руда		100,0	0,55	-	100,0	0,56	-	100,0
Опыт 2	Свинцово-серебряный концентрат перечистки	Предложенный режим: сернистый натрий – 15г/т; цианид натрия – 8г/т; сода – 10г/т; в I перечистку	32,51	23,4	76,4	16,4	1735	61,72	15,0
	Камерный продукт перечистки		67,49	4,29	23,6	4,3	518	38,28	5,2
	Питание перечистки		100,0	10,5	100,0	20,7	914	100,0	20,2
	Товарный свинцово-серебряный концентрат		1,27	35,3	-	77,3	3274	-	75,8
	Руда		100,0	0,58	-	100,0	55	-	100,0

Таблица 36

Результаты рационального анализа серебра в исходной руде и продуктах обогащения, %

Формы серебра	Слив классификатора		Сульфидный концентрат		Окисленный концентрат		Хвосты сульфидной флотации		Хвосты окисленной флотации (отвалы)	
	содерж. г/т	распредел. %	содерж. г/т	распредел. %	содерж. г/т	распредел. %	содерж. г/т	распредел. %	содерж. г/т	распредел. %
Хлоридная форма в форме кератогирита	2,8	3,6	44,0	0,8	-	-	2,7	4,7	1,5	7,1
Свободное и в сростках (цианируемое)	66,3	85,0	4944	89,6	2212	86,5	44,9	78,5	14,5	69,3
Покрытое пленками оксидов и гидрооксидов железа и марганца	2,5	3,2	19,6	0,4	181	7,1	3,0	5,2	1,2	5,7
Заключение в сульфидных и других минералах цветных металлов	2,8	3,4	504,5	9,1	162	6,3	2,4	4,2	1,2	5,7
Заключение в силикатных минералах (кислотонерастворимых минералах)	3,8	4,8	7,9	0,1	3,0	0,1	4,2	7,4	2,5	12,2
ВСЕГО СЕРЕБРА:	78,2	100,0	5520	100,0	2558	100,0	57,2	100,0	20,9	100,0

Таблица 37

Результаты полуколичественного минералогического анализа хвостов окисленный флотации по классам крупности (опыт 1).

Минералы	Классы, мм			
	+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,08	-0,08+0,04
Галенит	ед	-	-	-
Сфалерит	-	-	-	-
Пирит	ед	ед	3	3
Халькопирит	-	-	-	-
Пирротин	-	-	-	-
Окисленный магнетит	ед	ед	ед	ед
Англезит	1	ед	3	5
Гематит	2	2	10	10
Флюорит	1	1	1	1
Барит	-	ед	5	5
Апатит	-	-	-	-
Кварц-серпичит полевшатовые агрегаты	77	86	67	65
Кварц	5	3	3	5
КПШ	2	-	-	ед
Цеолит	5	3	5	5
Сидерит	-	ед	ед	ед
Хлорит	7	5	5	5
Пломбяррозит	1	ед	5	5

Таблица 38

Результаты полуколичественного минералогического анализа хвостов окисленной флотации по классам крупности (опыт 2)

Минералы	Классы, мм					
	+0,5	-0,5+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,08	-0,08+0,04	
Галенит	-	-	-	-	-	-
Сфалерит	-	-	-	-	-	-
Пирит	ед	1	ед	1	5	5
Халькопирит	-	-	-	-	-	-
Пирротин	-	-	-	-	-	-
Окисленный магнетит	ед	ед	ед	ед	ед	ед
Англезит	-	-	-	-	ед	ед
Гематит	2	2	5	10	10	10
Флюорит	-	ед	ед	1	3	3
Барит	-	-	ед	3	3	3
Апатит	-	-	-	-	-	-
Кварц-серпичит полешпатовые агрегаты	85	84	82	60	59	59
Кварц	1	ед	3	5	10	10
КПШ	ед	ед	-	-	-	-
Цеолит	5	5	5	10	5	5
Сидерит	-	-	-	-	-	-
Хлорит	7	8	5	10	5	5
Пломбозерозит	ед	Ед	ед	ед	ед	ед

Результаты гравитационных опытов на промпродуктах флотации, %

№ п/п	Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение (от операции)	
			свинец	серебро г/т	свинец	серебро г/т
ОПЫТ 1	Концентрат стола	1,63	28,4	2584	8,8	7,8
	Промпродукт стола	5,20	12,88	884	12,8	8,5
	Хвосты стола	58,14	6,10	773	66,77	82,8
	Шламы	35,03	0,16	14	10,7	0,9
	Питание (камерный продукт контрольной флотации)	100,0	5,24	543	100,0	100,0

Анализ проведенных результатов позволяет сделать следующие выводы:

– при доводке на концентрационном столе камерного продукта 1 перечистки черного концентрата выделен свинцово-серебряный концентрат с содержанием свинца 28,4%, серебра - 258 г/т, при извлечении 8,8 и 7,8% соответственно от операции, который в дальнейшем объединяют с конечным свинцово-серебряным концентратом;

– при обогащении по существующей технологии на АОФ, извлечение в полученный концентрат от руды составит 0,5-0,8% свинца и 0,6-0,9% серебра, что даст возможность повысить суммарное извлечение этих металлов в конечный товарный концентрат;

– хвосты стола с содержанием свинца - 6,10% и серебра - 773г/т будут направлены в 1 перечистку, промпродукт стола с содержанием свинца 12,88% и серебра 884 г/т - во вторую перечистку, шламы являются отвальным продуктом.

На основании изложенного и учитывая наличие концентрационных столов фабричной производительности на АОФ, можно рекомендовать включить в план АСДК промышленные испытания по доводке камерных продуктов перечистки.

2.5.5. Результаты промышленных испытаний на АОФ.

Проведенные совместно с АСДК лабораторные и укрупненно-лабораторные исследования по флотации в замкнутом цикле на руде текущей добычи показали возможность повышения эффективности процесса основной окисленной стадии и последующей доводки в отдельном цикле окисленного свинцово-серебряного концентрата в разработанном оптимальном реагентном режиме с использованием в основной окисленной флотации эмульсии керосина с алкилсульфатом, а в I перечистке смеси сернистого натрия, соды и эмульсии керосина при их определенном соотношении в присутствии цианида натрия.

При этом извлечение свинца в конечный товарный свинцово-серебряный концентрат составило 81-82%, а серебра 79-80% без снижения качества концентрата.

Первый этап промышленных испытаний разработанной технологии был проведен на свинцово-серебряной секции АОФ. В режиме новой технологии было отработано 14 смен, считая наладочные. Реагентный режим окисленной флотации в период промышленных испытаний:

1. Агитация перед окисленной флотацией сернистый натрий - 600-800 г/т.

2. Основная окисленная флотация

– бутиловый ксантогенат - 30-40 г/т

– эмульсия керосина с алкилсульфатом при соотношении 1:1 - 15-25 г/т

– Т-80 - 15-20 г/т

3. I перечистка

– сернистый натрий - 15 г/т

– сода - 10-20 г/т

– эмульсия керосина - 5-10 г/т

– цианид натрия - 5-10 г/т

4. II и III перечистки проводились без реагентов в замкнутом цикле.

Эта технология сравнивалась с фабричным режимом, согласно которого пенный продукт окисленной флотации, проводимой без применения эмульсии керосина с алкилсульфатом, направлялся на перечистные операции совместно с концентратом сульфидной флотации.

Перечистные операции (при перечистке) осуществлялись в замкнутом цикле, с подачей только цианида натрия 5-10 г/т.

Результаты сравнительных промышленных испытаний двух технологических режимов окисленной флотации и последующей доводки черного концентрата по сменам приведены в таблице 40.

Анализ полученных данных показал, что по сравнению с существующей технологией, разработанный режим, осуществленный на действующей фабрике, не дал заметного преимущества: среднее извлечение свинца и серебра в этот период составило 80,3% и 69,3%. И только в двух сменах (22.09 I и 2 смены) извлечение этих металлов достигло в среднем 81%, однако, при этом качество концентрата по свинцу снизилось до 28-30%.

Анализ данных генерального опробования (таблица 41), проведенного на свинцово-серебряной секции в период промышленных испытаний в течение I смены показал следующее:

I, II и III перечистки окисленного концентрата протекают не эффективно - качество концентрата по свинцу достигается уже во второй перечистке, вследствие этого снижается извлечение свинца и серебра в пенный продукт;

– камерные продукты I окисленной перечистки и основной окисленной флотации содержат значительное количество серебра (53-57 г/т), что свидетельствует о неэффективности этих операций;

– несмотря на успешное повышение степени обогащения черного окисленного концентрата в перечистных операциях (с 5,8 до 45,7% по свинцу и с 209 до 2568 г/т по серебру), достичь оптимального извлечения свинца и серебра в узле окисленной флотации не удалось;

– третья перечистка сульфидного концентрата протекает неэффективно, качество товарного свинцово-серебряного концентрата достигается уже во второй перечисточной операции.

Разовые опробования узла перечистки окисленного концентрата показали, что плотность пульпы в этих операциях не превышает 10-12%, что является явно недостаточным.

На основании полученных результатов, а также принимая во внимание аппаратное оформление схемы, было рекомендовано сократить количество перечисточных операций окисленного концентрата до одной с уточнением расхода реагентов в этой операции.

Результаты сравнительных промышленных испытаний, %

№	Смена	Реагентный режим	Продукты	Содержание			Извлечение	
				свинец	серебро г/т	г/т	свинец	серебро г/т
19	Сутки	По новой схеме без эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	35,48	2876		76,61	49,32
			Хвосты	0,12	33,5		23,39	50,68
			Руда	0,52	65		100,0	100,0
20	Сутки	По новой схеме без эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	32,0	3202		76,54	46,67
			Хвосты	0,13	57		23,46	46,67
			Руда	0,54	55		100,0	100,0
22	1	По новой схеме с подачей эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	29,40	3096		80,55	79,61
			Хвосты	0,10	11,5		19,45	20,39
			Руда	0,52	55		100,0	100,0
	2	По новой схеме с подачей эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	23,50	3035		81,04	80,38
			Хвосты	0,10	13,5		18,96	19,62
			Руда	0,52	67		100,0	100,0
	3	По новой схеме с подачей эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	38,40	3138		75,43	51,03
			Хвосты	0,11	23,0		24,57	48,97
			Руда	0,40	46		100,0	100,0
	4	По новой схеме с подачей эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	33,90	2852		77,8	60,69
			Хвосты	0,18	38		22,2	39,31
			Руда	0,79	94		100,0	100,0
23	1	По новой схеме с подачей эмульсии керосина с акилсульфатом	Концентрат	37,30	2450		86,7	74,64
			Хвосты	0,18	19		13,3	25,36
			Руда	0,96	70		100,0	100,0
	2	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	37,80	2382		86,98	67,47
			Хвосты	0,10	20		13,02	32,53
			Руда	0,75	60		100,0	100,0
	3	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	37,60	2452		76,41	79,10
			Хвосты	0,14	8,0		23,59	20,00
			Руда	0,59	37		100,0	100,0

№	Смена	Реагентный режим	Продукты	Содержание			Извлечение	
				свинец	серебро г/т	г/т	свинец	серебро г/т
	4	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	39,60	25,36		82,89	73,54
			Хвосты	0,07	8,0		17,11	26,46
			Руда	0,42	30		100,0	100,0
			Концентрат	35,70	2720		80,48	52,04
24	1	По старой схеме без подачи эмульсии	Хвосты	0,08	24		19,52	47,94
			Руда	0,42	50		100,0	100,0
	2	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	32,90	2828		83,05	76,50
			Хвосты	0,12	17		16,95	23,50
	3	По старой схеме без подачи эмульсии	Руда	0,76	71		100,0	100,0
			Концентрат	37,50	2720		80,55	64,09
	4	По старой схеме без подачи эмульсии	Хвосты	0,07	16		19,45	35,91
			Руда	0,46	44		100,0	100,0
25	1	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	40,60	3130		80,0	76,17
			Хвосты	0,07	9,0		20,0	23,83
			Руда	0,46	37,4		100,0	100,0
			Концентрат	30,40	3090		78,91	68,0
	2	По новой схеме с подачей эмульсии	Хвосты	0,09	16		21,09	32,0
			Руда	0,42	49		100,0	100,0
			Концентрат	28,20	28,36		73,94	63,43
			Хвосты	0,12	20		26,09	36,57
	3	По новой схеме с подачей эмульсии	Руда	0,46	54		100,0	100,0
			Концентрат	29,80	2832		77,27	69,17
			Хвосты	0,11	16		22,73	30,83
			Руда	0,48	53		100,0	100,0
	4	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	28,10	2844		72,39	69,80
			Хвосты	0,12	14		27,61	30,20
			Руда	0,44	46		100,0	100,0
			Концентрат	26,70	2550		72,78	63,14
26	1	По старой схеме без подачи эмульсии	Хвосты	0,12	21		27,22	36,86
			Руда	0,44	40		100,0	100,0

№	Смена	Реагентный режим	Продукты	Содержание		Извлечение	
				свинец	серебро г/т	свинец	серебро г/т
				36,80	2580	77,09	57,06
2	По старой схеме без подачи эмульсии	Концентрат	Хвосты	0,12	22	22,91	42,94
		Руда		0,53	50	100,0	100,0
		Концентрат		28,00	3288	75,0	71,78
3	По старой схеме без подачи эмульсии	Хвосты		0,12	19	25,0	28,22
		Руда		0,54	66	100,0	100,0
		Концентрат		28,0	2668	78,48	70,41
4	По старой схеме без подачи эмульсии	Хвосты		0,11	16	21,52	29,59
		Руда		0,50	53	100,0	100,0

Генеральное опробование свинцово-серебряной флотации в период промышленных испытаний.

Наименование продуктов	Содержание		
	свинец	серебро г/т	железо
Слив общий	0,67	86,0	3,78
К-т основной сульфидной флотации	15,40	1564	10,20
Хвосты основной сульфидной флотации	0,37	66,0	4,11
К-т контрольной сульфидной флотации	6,20	715,0	8,34
Хвосты контрольной сульфидной флотации	0,30	46,0	3,51
К-т основной окисленной флотации	5,80	209,0	5,02
К-т контрольной окисленной флотации	2,31	164,0	5,60
Хвосты отвальные	0,10	17,0	4,27
К-т I окисленной перечистки	18,20	617,0	5,16
К-т II окисленной перечистки	33,40	1230,0	7,40
К-т III окисленной перечистки	45,70	2568,0	9,56
Хвосты I окисленной перечистки	0,67	57,0	4,40
Хвосты II окисленной перечистки	1,68	105,0	4,91
Хвосты III окисленной перечистки	2,35	145,0	6,23
К-т I сульфидной перечистки	28,40	2825,0	16,52
К-т II сульфидной перечистки	32,40	3303,0	17,84
К-т III сульфидной перечистки	34,50	3091,0	16,62
Хвосты I сульфидной перечистки	5,37	585,0	6,84
Хвосты II сульфидной перечистки	14,70	1576,0	12,50
Хвосты III сульфидной перечистки	20,00	46,0	15,84
Хвосты основной окисленной флотации	0,14	53,0	3,73

Выводы к главе

1. Задачей настоящих исследований явилась разработка усовершенствованной технологии окисленного узла свинцово-серебряной флотации на основе использования реагентов, повышающих извлечение окисленных форм свинца и серебра с последующей апробацией результатов в укрупненном и промышленном масштабе.

2. Лабораторные исследования по усовершенствованию реагентного режима основной окисленной свинцово-серебряной флотации показали возможность повышения извлечения свинца и серебра (до 91-95%) в суммарный концентрат, направляемый на доводочные операции за счет применения в узле окисленной флотации дополнительного собирателя-эмульсии керосина, обработанной алкилсульфатом (при их соотношении 1:1) и дополнительного модификатора под условным названием 9Н-4, способствующего также снижению расхода сульфидизатора сернистого натрия в 4 раза.

3. Результаты лабораторных исследований по доводке черного окисленного свинцово-серебряного концентрата в отдельном цикле показали, что оптимальные показатели получены при использовании в I перечистке смеси сернистого натрия, соды и эмульсии керосина при их соотношении от 1:0,5:0,1 до 1:0,75:0,5. Это позволит повысить извлечение свинца и серебра в окисленном цикле на 5-9% и 5-7%, соответственно.

4. Полученные результаты лабораторных исследований, были подтверждены укрупненно-лабораторными испытаниями на сливе классификатора в лаборатории АОФ. На основании полученных данных, подтвержденных минералогическим изучением продуктов обогащения, разработанная усовершенствованная технология была рекомендована для промышленных испытаний на свинцово-серебряной секции АОФ.

5. Проведены промышленные испытания на АОФ по усовершенствованной технологии флотационной доводки окисленного свинцово-серебряного концентрата в отдельном цикле. Несмотря на отдельные смены, в которых извлечение свинца и серебра в товарный свинцово-серебряный концентрат составило 81-83%, в целом добиться стабильных результатов не удалось. В ходе промышленных испытаний была уточнена аппаратурная схема и реагентный режим доводочной операции окисленной флотации [1, 2, 4].

3. ПРОМЫШЛЕННОЕ ОСВОЕНИЕ РЕАГЕНТА МИГ-4Э НА АДРАСМАНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ (АОФ)

3.1. Усовершенствование реагентного режима флотации свинцово-цинковых серебросодержащих руд с применением МИГ-4Э

Как было установлено нами ранее, МИГ-4Э обладает высокой избирательностью действия на галенит в присутствии сфалерита и пирита, а также является специфическим собирателем для минералов, содержащих серебро, и самого металлического серебра.

Таким образом, испытания МИГ-4Э на свинцово-цинковых серебросодержащих рудах Адрасманской группы месторождений, содержащих сфалерит и пирит, представляло значительный практический интерес.

Исследования проводили в лаборатории Адрасманского свинцово-цинкового комбината на руде текущей добычи. Руду измельчали до 58-60% класса -0,074 мм и флотировали в открытом цикле с получением черного свинцово-серебряного концентрата в стандартных фабричных

условиях. При этом дозировку МИГ-4Э (с переменным расходом) осуществляли в различные операции: в измельчение – в качестве дополнительного собирателя, во флотацию – с частичной заменой ксантогената или в качестве дополнительного собирателя.

В качестве депрессоров цинковых минералов применялось сочетание цинкового купороса, цианида и сульфида натрия. Результаты опытов показывают, что оптимальный вариант повышения показателей по серебру – это подача МИГ-4Э в измельчение руды в количестве 30 г/т. В этих условиях наблюдается повышение извлечения в свинцовый концентрат серебра на 6% абс.

Показатели по свинцу в этих условиях также несколько возрастают с 85,9% до 86,3%. Следует отметить, что качество свинцового концентрата при добавке МИГ-4З в измельчение руды как по свинцу, так и по серебру понижается, так как выход концентрата возрастает.

Таким образом, введение в процесс флотации свинцово-цинковых сербросодержащих руд дополнительного собирателя МИГ-4З позволяет существенно улучшить технологические показатели процесса. Реагент МИГ-4З рекомендован к внедрению на АСЦК, а способ флотации свинцово-серебряных руд с применением реагента МИГ-4З защищен авторским свидетельством.

3.2. Промышленное внедрение реагента МИГ-4З на АОФ

3.2.1. Технологическая схема и реагентный режим флотации

Технологическая схема обогащения свинцово-цинковой сербросодержащей руды на АОФ и реагентный режим флотации представлены на рис. 3. Схема включает три основные операции – измельчение, классификацию и флотацию.

На измельчение поступает дробленая руда крупностью -50+25 мм из бункеров с помощью системы ленточных конвейеров. Процесс измельчения и классификации осуществляется в одну стадию в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором. Конечная тонина помола исходной руды перед флотацией составляет не менее 55% класса -0,074 мм.

Свинцово-серебряная секция АОФ включает основную ротацию, две контрольные операции (контрольная сульфидная и окисленная ротации) и четыре перечистки основного концентрата. В основную свинцово-серебряную ротацию в качестве сульфидизатора окисленных минералов свинца и серебра подают сернистый натрий (10-15 г/т), а для усиления депрессии пирита и сфалерита, частично задепрессированных сернистым натрием – цианистый натрий (10-20 г/т). В качестве собирателя используют бутиловый ксантогенат (20-40 г/т), вспенивателем служит Т-80 (20-30 г/т). Флотация ведется при щелочности пульпы pH 7,5~8,0, создаваемой известью. Контрольная сульфидная ротация проводится в присутствии бутилового ксантогената (20-30 г/т) и Т-80 (15-20 г/т). Перечистки черного свинцово-серебряного концентрата проводятся в присутствии цианистого натрия (в 1 перечистку – 0, во 2 – 102 г/т, в 3 – 5 г/т, в 4 – 30 г/т) и извести (pH 8,0-8,5) в замкнутом цикле.

Камерный продукт контрольной сульфидной ротации поступает в агитационный чан для сульфидизации оставшейся части окисленных минералов свинца и серебра при повышенной концентрации сернистого натрия (800-1000 г/т).

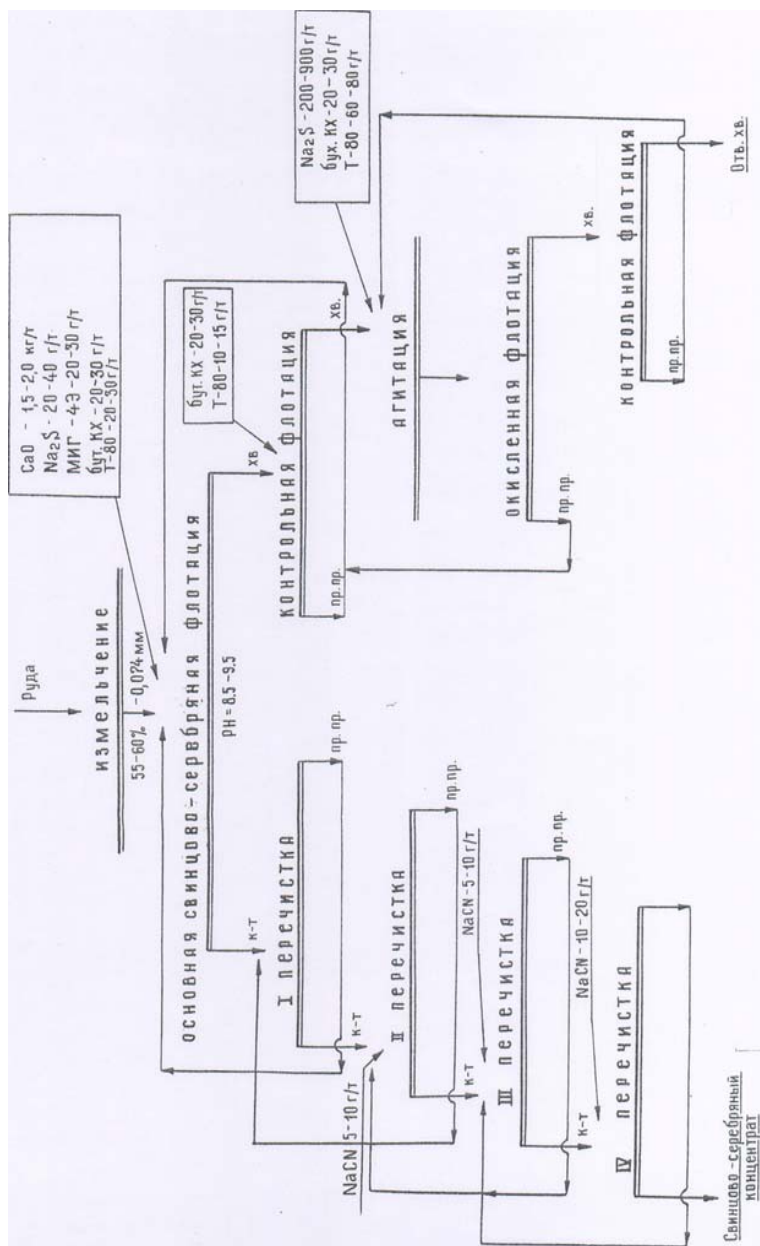


Рисунок 3. Технологическая схема и реагентный режим флотации Адрасманской обогатительной фабрики

Основная окисленная флотация осуществляется с использованием бутилового ксантогената (20-30 г/т) и т-80 (60-80 г/т), а контрольная окисленная флотация – бутиловым ксантогенатом (10-15 г/т) и Т-80 (10-15 г/т), причем камерный продукт является отвальным хвостами.

3.2.2. Опробование и контроль процесса свинцово-серебряной флотации

Полный химический состав руды, перерабатываемой на АОФ в период промышленных испытаний по внедрению реагента МИГ-4Э приведен в таблице 42, а в таблице 43 – сводные результаты разового генерального опробования по конечным продуктам обогащения.

Применение МИГ-4Э по данным розового генерального опробования позволяет повысить извлечение в свинцово-серебряный концентрат свинца на 1,6% абс., серебра – на 11,8% абс., при этом качество концентрата по свинцу несколько снижается.

Таблица 42

Полный химический состав руды, перерабатываемой на АОФ, %

Элементы	Содержание
Диоксид кремния	66,70
Оксид алюминия	12,92
Оксид марганца (II)	0,41
Оксид кальция	0,48
Оксид железа (II)	1,58
Оксид железа (III)	3,45
Оксид магния	0,21
Диоксид титана	0,35
Медь	0,018
Свинец	0,66
Серебро	0,0078
Висмут	0,0004
Мышьяк	0,013
Цинк	0,068
Оксид фосфора (V)	0,10
Оксид натрия	0,12
Оксид калия	6,87
Углекислый газ	0,28
Вода-	0,44
Вода+	0,97
Сера общая	0,71
Окись бария	0,90
П.П.П.	1,91

С целью изучения распределения ценных компонентов в конечных продуктах обогащения, были сделаны гранулометрические анализы исходной руды -5+0 мм, слива классификатора (питание основной свинцово-серебряной флотации) и отвальных хвостов. Результаты гранулометри-

ческого анализа исходной руды -5+0 мм и распределение свинца, серебра и цинка по крупности позволяет сделать следующие выводы:

– в руде крупностью -5+0 мм выход первичных шламов (-0,074+0 мм) незначителен – 16,3%;

– содержание основных ценных компонентов в тонких классах -0,1+0 мм возрастает примерно в два раза по сравнению с крупными классами.

Таблица 43

**Сводные результаты генерального опробования свинцово-серебряной секции
Адрасманской обогатительной фабрики по конечным продуктам, %**

№ опробования	Наименование продуктов	Выход	Содержание		Извлечение		Примечание
			Pb	Ag, г/т	Pb	Ag	
1	Свинцово-серебряный концентрат	1,52	37,36	3142	78,3	80,2	с МИГ-4Э
	Отвальные хвосты	98,48	0,16	12	21,7	19,8	
	Руда	100,0	0,73	62	100,0	100,0	
2	Свинцово-серебряный концентрат	1,40	39,45	2984	76,7	68,3	без МИГ-4Э
	Отвальные хвосты	98,60	0,23	19	23,3	31,70	
	Руда	100,0	0,72	61	100,0	100,0	

Питание флотации (слив классификатора) характеризуется следующими показателями:

– крупность помола составляет 50,9% -0,074 мм;
– выход класса -0,5+0,2 мм значителен (24,5%), что свидетельствует о недостаточно полном измельчении руды перед флотацией;
– основные ценные компоненты концентрируются в классе -0,044+0 мм (61,8% свинца, 63,0% серебра и 60,4% цинка).

Таким образом, анализ гранулометрического состава питания флотации свидетельствует, что наряду с полностью раскрытыми зернами минералов в классе -0,074+0 мм, в питании флотации находится значительное количество сростков, представленных классом +0,5+0,2 мм, которое является резервом для дальнейшего повышения технологических показателей процесса за счет доизмельчения крупного класса.

Сравнительные результаты гранулометрического анализа отвалных хвостов свинцово-серебряной секции АОФ с применением МИГ-4Э и без него дают основания утверждать, что распределение свинца и цинка по классам крупности в обоих случаях идентично. Извлечение серебра в класс -0,044+0 мм с применением МИГ-4Э снижается на 9%, также заметно снижается содержание серебра в этом классе. В то же время в класс -0,5+0,2 мм серебра переходит на 10,3% больше, чем без применения МИГ-4Э.

Таким образом, применение МИГ-4Э способствует извлечению свинца и особенно серебра из тонких классов руды.

3.2.3. Результаты внедрения МИГ-4Э.

На первом этапе промышленного освоения в цикле основной свинцово-серебряной флотации АОФ реагент МИГ-4Э подавался в пески классификаторов замкнутого цикла измельчения капельницей при общем расходе 30 г/т. По сравнению с предыдущим годом достигнут прирост извлечения серебра в свинцово-серебряный концентрат на 7,4% абс. при снижении извлечения свинца на 1,2% абс. Падение извлечения свинца, имевшее место в январе (в феврале извлечение свинца превысило фактическое на 0,5%), связано с увеличением в этот период степени окисленности (59% против 43%) перерабатываемых руд. В марте совместно с работниками АОФ был установлен эмульгатор для дозировки реагента МИГ-4Э в виде эмульсии в общий слив, поступающий на основную свинцово-серебряную флотацию. При этом технологические показатели флотации остались на прежнем уровне, а расход дополнительного собирателя МИГ-4Э снизился до 10 г/т.

В течение первых трех месяцев были получены устойчивые показатели по свинцу и серебру, при этом фактическое извлечение свинца на 1,5-2%, а серебра на 7-8% выше, чем без применения МИГ-4Э, улучшилось качество концентрата по серебру и снижено содержание обоих металлов в хвостах.

Сравнительные показатели свинцово-серебряной секции за 8 и 9 месяцев характеризуются следующим:

- извлечение свинца в свинцово-серебряный концентрат повысилось на 1,0-1,8% абс. при снижении его в руде с 0,72% до 0,67%;
- извлечение серебра повысилось на 6,2-7,1% абс. при одновременном повышении его содержания в концентрате с 2,8 кг/т до 3,3 кг/т при практически одинаковом содержании в руде – 60 г/т.

Анализ результатов статистической обработки показал, что руда, поступающая в процесс, так как была однородна (погрешности определения основных компонентов лежат в пределах ошибок методов анализа: $Pb = 0,67 \pm 0,04$; $Ag = 59,8 \pm 5,7$.)

Технологическое извлечение свинца в концентрат оценено с точностью $\pm 0,8\%$, т.е. $E_{Pb} = 77,2 \pm 0,8\%$ абс., а извлечение серебра с точностью $\pm 2,4\%$ абс., т.е. $E_{Ag} = 76,0 \pm 2,4\%$ абс.

Можно сделать вывод, что полученное повышение извлечения свинца на 1,0-1,8% абс. и серебра на 5,1-7,1% абс. можно считать достоверным.

Таким образом, применение МИГ-4Э в качестве дополнительного собирателя в основной свинцово-серебряной флотации значительно повышает технологические показатели процесса и комплексность перерабатываемых руд. При этом существенным моментом является исключение цианида из операции основной свинцово-серебряной флотации и снижение в два раза его расхода в перечистных операциях. Следует отметить, что внедрение реагента МИГ-4Э на свинцово-серебряной секции АОФ не требует изменения схемы цепи аппаратов, увеличения фронта флотации и заметного повышения стоимости реагентов.

Основные показатели свинцово-серебряной секции за 14 лет работы АОФ позволяют установить следующие закономерности:

- содержание свинца в руде снизилось с 1,63% до 0,68%, а серебра с 121 г/т до 55 г/т;

– максимальное извлечение свинца – 87,1% и серебра 73,7% относится к периоду эксплуатации руд, содержащих только сульфидные формы минералов;

– прирост извлечения свинца за 9 месяцев по сравнению с тем же периодом предыдущего года составил 1,7% абс., а серебра – 7,1% абс [1, 2, 4].

Выводы по главе

1. Практический интерес представляло испытание нового селективного собирателя МИГ-4Э на свинцово-цинковых серебросодержащих рудах Адрасманской группы месторождений.

2. В результате крупнотоннажно-лабораторных испытаний в замкнутом цикле в лаборатории Адрасманской обогатительной фабрики (АОФ) установлено, что введение в процесс флотации дополнительного собирателя МИГ-4Э позволяет повысить извлечение серебра в свинцово-серебряный концентрат на 6-7%, а свинца на 2,5-3%, что послужило основанием рекомендации реагента к промышленному внедрению.

3. При проведении промышленных испытаний по внедрению МИГ-4Э на свинцово-серебряной секции АОФ было установлено:

– потери серебра и свинца в хвостах свинцово-серебряной флотации снижаются в среднем на 8-9% (в основном в классе -0,044+0 мм);

– по данным генерального опробования извлечение свинца повышается в среднем на 1,6% абс., серебра – на 11,8% абс.

4. Внедрение МИГ-4Э на АОФ позволило повысить извлечение за 9 месяцев в свинцово-серебряный концентрат на 1,4-1,8% абс., серебра на 5,1-7,1% абс.

4. ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ И АПРОБАЦИЯ РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВЯННО-ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Совершенствование технологии флотационного обогащения комплексных оловянно-полиметаллических минеральных руд на современном этапе реализуется различными способами. Одним из наиболее эффективных путей интенсификации флотации олова, цветных и благородных металлов и повышения комплексности использования руд является изыскание и применение новых реагентов-собирателей, удовлетворяющих следующим основным требованиям:

– эффективное собирательное действие на минералы олова, серебра и цветных металлов, связанных с ними;

– пониженная собирательная способность по отношению к сульфидам железа в оптимальных условиях извлечения серебра и связанных с ним минералов цветных металлов;

– благоприятные токсикологические, пожароопасные и другие свойства, характеризующие технологичность использования реагентов;

– доступность – наличие достаточного производства и удовлетворительная стоимость.

Основными задачами усовершенствованной технологии обогащения оловянно-полиметаллических руд являлись:

– использование селективной и селективно-коллективной флотации как в собственно основном цикле обогащения, так и в доводочных операциях;

– применение сочетаний селективной флотации со специальными методами (магнитная и электрическая сепарация, химические процессы обогащения);

– проведение процесса флотации в присутствии специфических селективных реагентов-собирателей в экологически щадящих реагентных режимах;

– обеспечение высоких технологических показателей в условиях комплексной переработки сырья.

Выявленные закономерности (флотационного процесса позволили в результате укрупненно-лабораторных и полупромышленных испытаний разработать основные принципы построения технологической схемы обогащения оловянно-полиметаллических руд:

1. Выделение в голове процесса легкоизвлекаемых минералов благородных и цветных металлов в товарные моноконцентраты методами гравитации или флотации при низких концентрациях селективных собирателей.

2. Доизвлечение труднофлотируемых раскрытых зерен минералов цветных и благородных металлов в товарные концентраты методом селективной флотации по бесциановой технологии.

3. Выделение сростков минеральных зерен олова, цветных и благородных металлов в коллективные оловянно-сульфидные концентраты и продукты методом флотации в присутствии определенного сочетания реагентов при минимальном выходе этих продуктов.

4. Получение высокосортных оловянных концентратов методом гравитации и шламовых концентратов методом флотации.

5. Удаление лимитируемых примесей из товарных и коллективных концентратов путем сочетания методов магнитной и электрической сепарации с селективной флотацией.

6. Утилизация отвальных хвостов обогащения в стекольной, керамической и строительной промышленности, а также для закладки автостра.

Разработанная принципиальная рациональная схема обогащения апробирована в укрупненно-лабораторных и полупромышленных условиях на различных минеральных комплексах оловянно-полиметаллических руд (табл. 44).

Получены следующие технологические показатели (табл. 45):

1. Медно-мышьяковистая руда.

Укрупненно-лабораторные испытания проводились в лаборатории Солнечного комбината на фабричных продуктах и оборотной воде.

Из руды с содержанием меди 1,2-1,9% и мышьяка 1,0-1,8%, получен товарный медный концентрат (20-22% меди, 0,4-0,6% мышьяка) при извлечении в него меди 88-90%.

2. Медно-мышьяковистый коллективный концентрат.

Из медно-мышьяковистого коллективного концентрата (соотношение меди к мышьяку от 1:4 до 3:1), выделенного при обогащении оловянно-сульфидных руд по гравитационно-флотационной схеме на центральной обогатительной фабрике Солнечного горно-обогатительного комбината получен товарный медный концентрат с содержанием меди 20-24%, мышьяка 1,5-2%, при извлечении меди 90-95%.

3. Оловянно-полиметаллические серебросодержащие руды.

а) при укрупненно-лабораторных испытаниях в ВИМСе из руды, содержащей 0,5% олова, 140 г/т серебра, 4,25% свинца и 4,12% цинка получены:

– свинцово-серебряный концентрат марки КС-6 с извлечением свинца 64,5% и 58% серебра;

Характеристика изученных минеральных комплексов, %

	Оловянно-полиметаллический		Полиметаллический		Техногенное сырье благородных и цветных металлов	
	сульфидный	окисленный	медно-мышьяковистый	свинцово-цинковый	отходы добычи	отходы фабрики
Рудный комплекс	95-80	90-80	90-80	90-70	60-50	70-50
Разубоживающая порода	5-20	10-20	10-20	10-30	40-50	30-50
Руда	100	100	100	100	100	100
Минеральный состав						
Рудные минералы	Касситерит Станнин Галенит Сфалерит Пирит Пирротин Арсенопирит	Пирролизит Псиломелан Романешит Касситерит Сфалерит Пирит Англезит Пирротин	Халькопирит Пирит Арсенопирит Галенит Сфалерит Касситерит Станнин	Галенит Серебро самородное Сфалерит Пирит Халькопирит Халькозин Блеклая руда	Пирротин Блеклая руда Англезит Церрусит Смитсонит Плюмбоарозит Галенит	Пирит Смитсонит Халькопирит Сфалерит Блеклая руда Золото самородное
Породообразующие минералы	Кварц Амфиболы Турмалин Хлориты Полевые шпаты	Кварц Каолинит Ярозит Хлориты Микроклин Родонит Кальцит	Кальцит Кварц Полевые шпаты Турмалин	Кварц Полевые шпаты Амфиболы Хлориты Апатит	Кварц Кальцит Амфиболы Полевые шпаты Магнезит	Кварц Амфиболы Кальцит Хлориты

Таблица 45

Сравнительные показатели переработки оловянно-полиметаллических минеральных комплексов, %

Минеральные комплексы	Содержание в руде					Товарные продукты	Содержание в концентрате					Извлечение в концентрат					Апробация			
	Sn	Ag	Cu	Pb	Zn		As	Sn	Ag	Cu	Pb	Zn	As							
Медно-мышьяко-висый	-	-	1,2-1,9	-	-	1,0-1,8	Медный к-т	-	-	20-22	-	-	0,4-0,6	-	-	88-90	-	1,0-1,5	Укупленно-лабораторные испытания на ЦОФ СТОКа (сменные пробы)	
	0,8-2,0	-	5-8	-	-	6-20		8-16	-	2-3	-	-	0,4-0,6	80-85	-	8-12	-	1-3		
Оловянно-медно-мышьяковистый	0,5-1,0	-	22-24	-	-	1,5-2,0	Оловянный к-т	-	-	-	-	-	1,5-2,0	7-10	-	86-92	-	5-7	Укупленно-лабораторные испытания на ЦОФ СТОКа (сменные пробы)	
							Медный к-т	0,5-1,0	-	22-24	-	-	1,5-2,0	7-10	-	86-92	-	5-7		
Оловянно-полиметаллический сульфидный (месторождение 1)	0,5	140	-	4,25	4,12	0,39	Оловянный к-т	8	10	-	-	1,14	0,24	55	0,3	-	0,9	0,2	Укупленно-лабораторные испытания в ВИМС	
							Свинцово-серебряный к-т	0,3	1370	-	-	46,7	0,28	3,5	5,8	-	64,5	10		
							Цинковый к-т	0,18	320	-	-	3,6	0,10	2,1	5,0	-	5,0	72,3		
							Оловянно-сульфидный к-т (γ=15%)	0,8	145	-	-	5,0	3,2	27,0	18,7	-	21,4	14,0		
							Суммарно	0,8	145	-	5,0	3,2	1,9	87,6	81,7	-	90,9	3,9		

Минеральные комплексы	Содержание в руде					Товарные продукты	Содержание в концентрате					Извлечение в концентрат					Апробация			
	Sn	Ag	Cu	Pb	Zn		As	Sn	Ag	Cu	Pb	Zn	As	Sn	Ag	Cu		Pb	Zn	As
Оловянно-полиметаллический сульфидный (месторождение 2)	0,12	0,04	0,05	0,04	0,18	0,16	Оловянный к-т	8,2	10	-	1,24	1,52	0,24	40	0,1	-	0,8	0,7	1,6	Укупленно-лабораторные испытания в ГОМЗ и КЗ ВММСа
							Свинцово-серебряный к-т	1,1	1600	-	45,2	3,9	0,42	11,1	46	-	61,3	4,1	6,1	
							Цинковый к-т	0,3	520	-	2,7	47,9	0,15	4,3	19,0	-	4,6	23,7	2,8	
							Оловянно-сульфидный к-т (γ=1-%)	2,0	417	-	8,9	11,1	2,6	26,1	25,1	-	25,4	78,0		
							Суммарно										91,3	90,4		
Оловянно-полиметаллический окислительный	0,021	365	-	0,58	0,12	-	Серебряный к-т	0,1	3200	-	2,0	0,4	-	27	50,7	20	18	-	Укупленно-лабораторные испытания в ВММСе	
							Серебросодержащий продукт на металлургию	0,03	600	-	1,2	0,3	-	35	40,9-91,6	-	57	64,6		-
							Оловянный к-т	62,0	0,48	0,18	0,02	0,01	54	0,54	1,2	0,33	0,49	43,0		0,78
Оловянно-вольфрамсодержащий	0,12	0,04	0,05	0,04	0,18	0,16	Оловянный шламовый к-т	6,2	0,07	7,4	1,83	26,6	0,41	16,3	0,54	14,6	0,06	Укупленно-лабораторные испытания в ВММСе, полу-промывленные в КЗ ВММСа		
							Оловянный к-т	62,0	0,48	0,18	0,02	0,01	54	0,54	1,2	0,33	0,49		43,0	0,78
							Оловянный к-т	62,0	0,48	0,18	0,02	0,01	54	0,54	1,2	0,33	0,49		43,0	0,78

- цинковый концентрат марки КЦ-4 с извлечением цинка 72,3% и серебра 5,0%;
- оловянный концентрат марки КОШ-3 с извлечением олова 55%;
- оловянно-сульфидный продукт на металлургический передел с выходом 15%.

Суммарное извлечение ценных компонентов в товарные концентраты и продукты составило, соответственно, (%): олова – 87,6, серебра – 81,7, свинца – 90,9, цинка – 96,3.

б) при полупромышленных испытаниях в Гранитогорской опытно-методической экспедиции и комплексной экспедиции ВИМСа на представительных технологических пробах массой 300 и 200 т из руды, содержащей 0,47% олова, 175 г/т серебра, 3,6% свинца и 4,8% цинка получены:

- свинцово-серебряный концентрат марки КС-6 с извлечением свинца 61,3% и серебра 46,0;
- цинковый концентрат марки КЦ-4 с извлечением цинка 62,6% и серебра 19,0%;
- оловянный концентрат марки КОШ-3 с извлечением олова 40%;
- оловянно-сульфидный продукт для металлургического передела с выходом 10%.

Суммарное извлечение ценных компонентов в товарные концентраты и продукты составило, соответственно, (%): олова – 81,5, серебра – 90,1, свинца – 91,3, цинка – 90,4.

Отвальные хвосты технологических испытаний двух оловянно-полиметаллических месторождений могут быть использованы в строительной промышленности и для закладки автострад.

4. Оловянно-полиметаллические серебросодержащие окисленные руды.

При укрупненно-лабораторных испытаниях в ВИМСе из руды, содержащей 365 г/т серебра, 0,03% олова (ввиду незначительного содержания может рассматриваться только как попутный элемент, так же как свинец и цинк), были выделены:

- товарный серебряный концентрат (3-3,5 кг/т) при извлечении 50-52%;
- серебросодержащий марганцевый продукт на металлургическую переработку с содержанием серебра 800 г/т при извлечении 40-42%.

Сквозное извлечение серебра составило 87-90%.

5. Оловянно-полиметаллические вольфрамсодержащие руды.

При полупромышленных испытаниях в КЭ ВИМСа на представительной технологической пробе массой 300 т из руды, содержащей 0,11-0,12% олова и 0,03-0,04% триоксида вольфрама, были получены:

- оловянный зернистый концентрат марки КО-1 с извлечением олова 54%;
- оловянный шламовый концентрат марки КОШ-3 с извлечением олова 18%;
- вольфрамовый продукт марки КВ ГФ-1 с извлечением триоксида вольфрама 47%.

Суммарное извлечение олова в товарные концентраты и продукты составило 72%.

Отвальные хвосты технологических испытаний могут быть использованы в керамической, стекольной и строительной промышленности.

Результаты полупромышленных испытаний, разработанных технологий различных оловянно-полиметаллических руд, защищенных авторскими

свидетельствами и патентами России, использованы при составлении ТЭО постоянных кондиций при подсчете запасов в ГКЗ двух месторождений Приморского края [1, 2, 3, 4].

5. МАЛООТХОДНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО БЛАГОРОДНЫЕ И ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ.

Отходы полиметаллических комбинатов являются крупным сырьевым источником комплексного извлечения благородных и цветных металлов, т.к. с ними теряется около четверти добываемых из недр металлов. Так, содержание серебра в лежалых отходах (хвостах) одной обогатительной фабрики составляет 50-70 г/т, а золота в отходах другой фабрики 2-5 г/т, что значительно выше, чем содержание этих металлов в перерабатываемых в настоящее время полиметаллических рудах [1, 11].

За длительный период добычи и переработки руд в России накоплены весьма значительные объемы техногенного сырья. Основные объемы отходов добычи и переработки полиметаллических руд сосредоточены на Урале, на Дальнем Востоке и Северо-Востоке, где образованы по существу вторичные (техногенные) месторождения.

К техногенному минеральному сырью относятся отвалы горных пород, лежалые и текущие хвосты обогащения, а также шламы, шлаки, золы, кеки, огарки, отсеvy, отходы обработки цветных металлов, такие как опилки, стружки и отходы потребления.

Потенциальные возможности сырьевой базы техногенных ресурсов и мировая практика свидетельствуют о возможности организации производства металлов из отходов, качество которых имеет тенденцию сближения с качеством природного минерального сырья. С экологической точки зрения необходимо подчеркнуть, что радикальные технологические процессы, разрабатываемые для переработки отходов, должны предотвращать образование и необходимость складирования новых отходов. При этом лежалые хвосты часто содержат полезные минералы в промышленных количествах и их полное извлечение могло бы компенсировать затраты, связанные с рекультивацией хвостохранилища.

Важным фактором эффективности разработки и использования отвалов и лежалых хвостов (хвостохранилищ) является то, что в процессе разработки затраты по статье «погашение геологоразведочных работ» уже выплачены ранее. А это в настоящее время согласно закону о недрах составляет от 2 до 12% ценности полезных компонентов. Применительно к условиям цветной металлургии это составляет около 12-15% себестоимости добычи руды.

Использование в оптимальной степени запасов техногенных месторождений позволяет уменьшить не только величину капитальных затрат на добычу и переработку, но и величину ущерба окружающей среде. Этот ущерб или затраты на природоохранные мероприятия является неотъемлемыми последствиями разведочных и эксплуатационных работ, дополнительными затратами, которые несет общество (в связи с разведкой и эксплуатацией месторождений) в таких отраслях, как сельское хозяйство, лесное, рыбное и т.п.

Комплексное использование техногенных образований позволяет повысить полноту извлечения сырья и обеспечить экологическую безопасность технологии подземной разработки месторождений.

За счет формирования искусственных целиков возможно создание подземных хвостохранилищ и техногенных месторождений, а также и единой схемы экологически безопасного горного производства с минимальным количеством поверхностных сооружений,

Хвостохранилища - дополнительный источник продукции горных предприятий, так как они уже сейчас могут быть переработаны с выделением тех же самых продуктов, что и продукты переработки текущих хвостов.

Занимаемые площади некоторых хвостохранилищ Урала, запасы твердого продукта и отдельных его компонентов позволяют оценить их как дополнительный источник продукции горных предприятий [1, 11].

Из хвостохранилищ некоторых фабрик в целях комплексного использования руд могут выделяться дополнительные продукты, содержащие благородные и цветные металлы. При этом значительные резервы для дополнительного получения металла реализуются в настоящее время в результате повторного обогащения богатых лежалых хвостов прошлых периодов эксплуатации фабрик, или текущих хвостов с использованием имеющихся резервов мощностей действующих фабрик.

Исследования в области создания безотходных и малоотходных технологических процессов, методов утилизации отходов, комплексности использования сырья, экономической оценки схемы, моделирования к оптимизации режимов переработки полезных ископаемых показывают, что в настоящее время на большинстве горных предприятий имеется возможность довести определенную часть образующихся отходов до товарной продукции или вторичного сырья для других отраслей промышленности.

Следует отметить, что проблема доизвлечения золота, серебра и цветных металлов из складываемых отходов (лежалых хвостов) полиметаллических комбинатов связана со сложностью разделения золотоносных сульфидов (в основном халькопирита и пирита) от минералов пустой породы, с одной стороны, а также золотосодержащих медных минералов от пирита, с другой. Поэтому, значительные потери золота связаны с хвостами сульфидной флотации обогатительных фабрик, что усложняет задачу селекции золотосодержащих минералов и при переработке отходов полиметаллических комбинатов.

Разработана гравитационно-флотационная схема переработки поисковой части оловянных хвостов Хрустальненского месторождения, включающая гидравлическую классификацию по граничному зерну 0,074 мм, дешламинацию по граничному зерну 0,015 мм перед флотацией, двухстадийное обогащение на винтовых сепараторах и концентрационных столах. По флотационной схеме переработки мелкозернистой фракции достигается извлечение олова 70% (от операции) путем применения колонной флотомашин со струйнооелектромным аэратором. Ориентировочными расчетами показано, что при переработке 35 млн. т лежалых хвостов возможно получить 10 тыс.т олова при извлечении 26-30%(исходного).

Отвальные хвосты обогащения многих свинцово-цинковых руд еще содержат ценные компоненты в количествах и формах, которые могут быть доизвлечены при их повторной переработке. Результаты исследований по возможности переработки хвостов Мизурской обогатительной фабрики, перерабатывающей свинцово-цинковые руды показали, что основные потери свинца и цинка, как в текущих хвостах, так и в отвалах хвостохранилища связаны со шламами (класс -0,05 мм) и сростками (класс -0,315+0,2 мм). Это свидетельствует о возможной повторной переработке данного техногенного сырья.

Изучена возможность переработки текущих и лежалых хвостов цинковой флотации Белоусовской фабрики по варианту "гидрометаллургия - флотация" с доизвлечением из них ценных компонентов (свинца, цинка, меди и серы) в товарную продукцию и превращением из условно отвальных в отвальные, пригодные для использования в качестве стройматериалов или для других целей.

Институтом "Унипромедь" выполнены исследования по разработке экологически приемлемой технологии обогащения хвостов мокрой магнитной сепарации (отходы Высокогорского ГОКа). Технология включает доизмельчение до флотационной крупности, последующее кондиционирования с сульфгидрильным собирателем, введение вспенивателя и флотацию минералов цветных металлов, очисткой отвальных хвостов перед сбросом их в Главный карьер с использованием в качестве сорбента активированного угля [1, 11].

Наиболее перспективными для промышленного освоения в ближайшие годы представляются отработанные хвостохранилища Гайской, Красноуральской, Среднеуральской, Карабашской и Сибайской ОФ, как по степени изученности, так и по горно-технологическим условиям эксплуатации. Отходы обогащения представляют собой тонкоизмельченную массу с низким содержанием основных и попутных компонентов. Минералогический состав отходов представлен в основном халькопиритом, пиритом, сфалеритом, кварцем и серицитом. По физическим свойствам они близки к золотосодержащим пескам, для которых характерны бесструктурность, легкая распыляемость, сравнительно высокая водонепроницаемость и небольшая влагоемкость. Это - мягкий и тонкодисперсный материал, состоящий из песков и шламов, нетоксичный, негорючий, плотностью от 2 до 4,6 т/м³.

Такие свойства предопределяют сложность разработки, особенно тех хвостохранилищ, в которых присутствуют открытые водные участки. В связи с этим возникает проблема отработки, транспортировки отходов и рекультивации хвостохранилищ.

На медных горно-обогаительных комбинатах Польши в течение последних лет идут поиски переработки хвостов обогажительных фабрик, которые уже сегодня можно рассматривать как вторичные ресурсы меди. Разработана схема переработки таких хвостов, включающая классификацию в гидроциклонах с последующим обогащением песковой фракции на концентрационных столах с выделением в тяжелой фракции, помимо меди, ценных редких элементов (цирконий, титан, редкоземельные элементы). Легкая фракция служит наполнителем для подземных выработок и шахт.

Предприятие «Асарел-Медет» (Болгария) занимается добычей и переработкой медных руд и производством медного, и шпиритного концентратов, получая при этом отходы в виде пород вскрыши и от переработки руды. Породы вскрыши, представленные гранитами, порфитами, сланцами, пегматитами и др., после дробления, просеивания и промывки могут быть использованы при настиле ж/д путей, отсыпки дорожного полотна, приготовления асфальтовой смеси и др. Отходы обогащения, содержащие 0,1% меди, 0,4% серы, 2,3% железа, 0,05 г/т золота и 0,08 г/т серебра, могут быть использованы для доизвлечения меди и утилизации кремниевых и алюминиевых продуктов для производства труб, строительных материалов и изделий, соды, цемента, поташа и др.

В настоящее время главные пути комплексного использования хвостов обогащения на китайских ГОКах:

- извлечение полезных ископаемых из хвостов;
- использование хвостов для производства строительных материалов;

– использование хвостов для производства удобрений или мелиоративных агентов;

– озеленение хвостохранилищ.

На ряде отечественных и зарубежных полиметаллических комбинатов для доизвлечения благородных и цветных металлов используют прямое кучное выщелачивание лежалых хвостов циановыми растворами, что резко ухудшает экологическую обстановку и требует специальной утилизации отходов (кегов выщелачивания и регенерации цианосодержащих растворов).

Таким образом, одним из основных резервов повышения экономической эффективности деятельности полиметаллических комбинатов может являться доизвлечение благородных и цветных металлов из техногенных образований [1, 11].

6. ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОТХОДОВ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ КОМБИНАТОВ (НА ПРИМЕРЕ ГАЙСКОГО И ЛЕНИНГРАДСКОГО ГОКОВ).

6.1. Исследования по возможности переработки техногенного сырья Гайского ГОКа.

Изучены возможности переработки отходов Гайского полиметаллического комбината с целью доизвлечения из лежалых хвостов обогащательной фабрики благородных и цветных металлов. Представленные результаты исследований, направленные на комплексную переработку минерального сырья, могут рассматриваться как пример рационального подхода к решению проблемы освоения техногенных образований.

Минералогическими исследованиями представленной пробы лежалых хвостов Гайского полиметаллического комбината, минеральный и химический состав которых приведен в таблицах 46 и 47, и содержащих 1,6-1,8 г/т золота, 10-30 г/т серебра, 0,5% меди, 0,6% цинка, было установлено:

– проба состоит из сульфидов (15-17%), окисленных рудных минералов (30-32%) и нерудных минералов (52-55%);

– основными рудными минералами являются пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, блеклая руда;

– золото в пробе на 25% присутствует в виде свободных золотинок, до 30% ассоциировано с сульфидами, прежде всего с халькопиритом, и с пиритом в виде сростков со свободными золотинами, раскрываемыми при крупности 44 микрон, в открытых сростках и в пороодообразующих – до 38%.

Таким образом, данные лежалые хвосты представляют интерес как золотосодержащее сырье с возможным попутным извлечением меди, цинка и серебра.

Результаты предварительных исследований по разработке технологии обогащения определили основные узлы схемы:

– гравитацию при крупности -0,5 мм с выделением черного золотосодержащего концентрата;

– коллективную сульфидную флотацию при крупности -0,2 мм;

– селективную флотацию при крупности -0,074 мм с получением черновых концентратов;

– флотационную доводку с получением товарных медно-золотого, цинкового и пиритного концентратов.

Таблица 46

**Минеральный состав исходной пробы лежалых хвостов
Гайского полиметаллического комбината.**

Минералы	Содержание
Кварц	34,5
Серицит + гидрослюда	15,0
Хлориты	3,3
Карбонаты	2,0
Плагиоклазы	0,8
Калишпат	0,6
Глинистые минералы	0,5
Халцедон	0,5
Гипс	0,3
Апатит	0,1
Сфен	0,1
Барит	0,1
Пирит	16,55
Халькопирит	2,23
Сфалерит	0,72
Блеклая руда (теннантит)	0,31
Борнит	0,23
Пирротин	0,09
Галенит	0,05
Гидроксиды Fe и Mn	13,04
Вторичные минералы Cu	5,71
Вторичные минералы Zn	3,12
Суммарно	99,90

Таблица 47

Химический состав исходной пробы лежалых хвостов.

Компоненты	Содержание, в % отн.
SiO ₂	46,57
Al ₂ O ₃	5,35
Fe _{общ.}	24,88
TiO ₂	0,26
CaO	2,20
MgO	1,77
MnO	0,03
Na ₂ O	0,44
K ₂ O	0,39
Cr ₂ O ₃	0,06
P ₂ O ₅	0,12
SO ₃	2,48
S сульфид.	17,81
CO ₂	0,6
C орг.	0,88
H ₂ O _{сумм.}	5,08
	108,32

Компоненты	Содержание, в % отн.
Zn	0,66
Cu	0,51
Pb	<0,01
As	0,053
Au	0,81 г/т
Ag	6,8 г/т

Необходимо отметить, что установленная тонина помола в цикле селективной флотации (50% -0,044), является оптимальной для селекции медных и цинковых минералов от пирита.

Анализ результатов предварительных исследований показал возможность выделения в цикле гравитации (с использованием винтовых сепараторов и концентрационных столов) золотосодержащего черного концентрата с извлечением в него около 60% золота, требующего флотационной доводки с целью удаления из него пирита.

По данным минералогических исследований в черновом золотосодержащем гравитационном концентрате содержится 77-80% пирита (20-25% серы) и значительно увеличивается при доводочных операциях, в связи с чем была поставлена задача обезсеривания, которая решалась методом флотации с переводом пирита в камерный продукт. Предварительными исследованиями было установлено, что крупность в этой операции должна составлять 94-96% -0,044 мм, а щелочность пульпы $pH=11,8-12,6$, создаваемой известковым "молоком". В пенном продукте сосредотачивались золотосодержащий халькопирит, часть сфалерита и свободное золото.

Результаты флотационной доводки черного гравитационного золотосодержащего концентрата дают возможность сделать следующие выводы:

- выделен золотосодержащий концентрат с минимальным содержанием серы 4,3% при извлечении золота (от операции) 93,6;
- получен товарный пиритный концентрат с содержанием серы 49,1%, пригодный для получения серной кислоты;
- потери золота с пиритным концентратом составляют 3-3,5% (от исходного).

В цикле флотации также возможно выделение медно-золотого, цинкового и пиритного концентратов, при этом серебро, медь, цинк и пирит, ввиду их небольших содержаний в исходном материале, рассматриваются в данном объекте только как ценные сопутствующие элементы, так как суммарная извлекаемая ценность их значительно ниже, чем золота.

Проведенные исследования в замкнутом цикле флотационного узла с целью получения товарных концентратов и характеристика состава оборотных вод были направлены на разработку процессов селекции медных и цинковых минералов в условиях бесплановой технологии с использованием нетоксичных и слаботоксичных реагентов.

Исходным материалом являлся суммарный продукт гравитационного цикла - промпродукт, хвосты и шламы, а также материал класса -0,15+0 мм, выведенный ранее из гравитационного узла.

Анализ результатов проведенных испытаний в замкнутом цикле показывает (табл. 48) возможность выделения товарных концентратов:

- медно-золотого с содержанием меди 14,5% и золота 12,5 г/т,
- цинкового с содержанием цинка 48,3%,

– пиритного при содержании серы не менее 42% для производства серной кислоты.

На основании результатов проведенных укрупненно-лабораторных испытаний на пробе массой 300 кг была разработана экологически безопасная технологическая схема обогащения, основными операциями которой являются:

– измельчение и классификация исходного материала с получением готовых классов для гравитационного (-0,5+0,15 мм) и флотационного (-0,15+0 мм) узлов обогащения;

– гравитационное обогащение на винтовых сепараторах и концентрационных столах с получением черного золотосодержащего пиритного концентрата;

– флотационное обогащение, первой операцией которого является коллективная сульфидная флотация исходного материала (-0,15+0 мм) совместно с хвостами гравитации (измельченными до крупности -0,15+0 мм) с получением коллективного золотосодержащего концентрата и отвальных хвостов;

– селективная флотация с получением черновых медно-золотого, цинкового и пиритного концентратов;

– флотационная доводка черновых гравитационного золотосодержащего и флотационных концентратов с получением товарных продуктов по золоту, меди, цинку и сере (пирит).

Таблица 48

Результаты замкнутого опыта во флотационном цикле, %

Наименование продуктов	Выход			Золото			Медь			Цинк	
	от операции	от исх.	содерж. г/т	Извлечение		Содержание	Извлечение		Содержание	Извлечение	
				от операции	от исх.		от операции	от исх.		от операции	от исх.
Медный золото-содержащий концентрат	1,53	1,5	12,5	25,9	10,5	14,5	52,6	50,1	3,4	9,2	8,9
Цинковый концентрат	0,63	0,6	2,95	2,5	1,0	2,3	3,4	3,2	48,3	54,0	52,1
Суммарный пиритный концентрат	24,34	23,7	1,9	62,6	25,4	0,52	30,0	28,6	0,55	23,7	22,8
Отвальный продукт	73,5	71,7	0,09	9,0	3,7	0,08	14,0	13,4	0,1	13,1	12,6
Исходный материал (хвосты, промпродукт, шламы гравитации и класс -0,15+0мм)	100,0	97,5	0,74	100,0	40,6	0,42	100,0	95,3	0,56	100,0	96,4

В результате обогащения лежалых хвостов по гравитационно-флотационной технологии получены (таблица 49):

– золотой концентрат с содержанием золота 40-50 г/т при его извлечении 60%;

- медно-золотой концентрат с содержанием меди 22-24%, золота 18-20 г/т при его извлечении, соответственно, %: 58,8; 8,9;
- цинковый концентрат с содержанием цинка 46-48% при его извлечении 52%, в котором сосредоточено 2-5% золота;
- суммарный золотосодержащий концентрат с содержанием золота 24-27 г/т при его извлечении 70%,
- пиритный концентрат с содержанием серы 42-45%,
- отвальный продукт обогащения с выходом 68%, потерями в них золота, меди и цинка, соответственно, %: 3,6; 11,1; 13,4, представляющий интерес для стекольной, керамической и строительной промышленности.

Таблица 49

**Сводные показатели обогащения лежалых хвостов
Гайского полиметаллического комбината, %**

Продукты	Выход	Золото		Медь		Цинк		Сера	
		содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение
Золотой концентрат	3,0	37,24	60,0	1,84	11,2	1,2	6,4	5,2	1,0
Медный золотосодержащий концентрат	1,1	15,05	8,9	26,3	58,8	4,2	8,2	18,4	1,2
Суммарный медно-золотой концентрат	4,1	31,3	68,9	8,4	70,0	2,0	14,6	8,8	2,2
Цинковый концентрат	0,6	3,6	1,2	2,8	3,4	48,6	52,0	-	-
Суммарный золотосодержащий концентрат	4,7	27,8	70,1	7,7	73,4	7,9	66,6	-	-
Пиритный концентрат	25,9	1,9	26,1	0,29	15,2	0,42	19,5	44,8	70,9
Отвальный продукт	68,8	0,10	3,6	0,08	11,1	0,11	13,4	-	-
Отвал перед обогащением	1,4	0,31	0,2	0,3	0,3	0,3	0,5	-	-
Питание (лежалые хвосты)	100,0	1,86	100,0	0,49	100,0	0,56	100,0	16,37	100,0

Золотой и медно-золотой концентраты являются готовым сырьем для металлургической переработки по технологии ПВЖ (плавка в жидкой ванне) с получением металлического золота и меди, цинковый концентрат - для получения цинка по стандартной технологии, а пиритный для - производства серной кислоты.

Показана принципиальная возможность использования отвального продукта обогащения лежалых хвостов в стекольной и керамической промышленности для варки облицовочных материалов черного цвета - прозрачных и глушенных плиток, грунтовых фритт, входящих в состав эмалевого покрытия на чугуне, а также в строительной промышленной и для закладки автострад.

Изучение состава оборотных вод при технологической переработке лежалых хвостов позволило:

- определить состав оборотных вод по отдельным операциям обогащения;
- сопоставить состав оборотных вод по отдельным операциям обогащения;
- установить практически полное отсутствие ионов тяжелых металлов (Cu^{2+} и Zn^{2+}) и других токсичных примесей как в жидкой фазе пульпы отвалных хвостов обогащения, так и в сливах товарных концентратов.

Таким образом, технологическая схема обогащения является экологически безопасной - отсутствует использование токсичных флотореагентов и не происходит накопления в оборотных водах тяжелых металлов.

Разработанный способ обогащения техногенного сырья (лежалых хвостов) защищен двумя патентами российской Федерации.

Рекомендованная технология переработки лежалых хвостов Гайского полиметаллического комбината с целью доизвлечения благородных и цветных металлов является высокоэффективной, ресурсосберегающей, экологически безопасной, малоотходной и принята к освоению на комбинате [1, 9, 10, 11].

6.2. Исследования по технологии переработки техногенного сырья Лениногорского ГОКа

Возможность создания малоотходной технологии переработки техногенных минеральных образований благородных и цветных металлов показана также на примере объектов Лениногорского полиметаллического комбината (Восточный Казахстан). В их число входят лежалые и текущие хвосты действующей обогатительной фабрики, перерабатывающей полиметаллические золотосодержащие руды Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений, а также забалансовая окисленная золотосодержащая руда Крюковского месторождения.

Рассматривая проблему малоотходной технологии применительно к Лениногорскому полиметаллическому комбинату следует отметить, что традиционно сложившаяся система технологии обогащения полезных ископаемых не соответствует идее малоотходной технологии, поскольку она создавалась для извлечения основных рудных компонентов без учета возможности извлечения попутных металлов (в основном золота и серебра). В частности, на Лениногорской обогатительной фабрике, перерабатывающей полиметаллические руды, действующая технология направлена на извлечение меди, свинца, цинка и пиритного продукта. В то же время такой важный металл, как золото в условиях флотации минералов цветных металлов (высокощелочная среда, сильные депрессоры и т.д.) неизбежно теряется с отходами обогащения. Поэтому важной задачей повышения комплексности использования руд, перерабатываемых на комбинате, и увеличения экономической эффективности горного предприятия является извлечение благородных и цветных металлов из лежалых и текущих отходов обогатительной фабрики, а также переработка забалансовых руд Крюковского месторождения.

6.2.1. Технология переработки забалансовых полиметаллических золотосодержащих руд (отвалов от горных работ).

Значительным резервом повышения экономической эффективности деятельности полиметаллических комбинатов является переработка отвалов от горных работ (забалансовые руды), содержащих до сих пор неизвлекаемые по стандартным технологическим схемам минеральные формы благородных и цветных металлов.

Одним из таких объектов явилась забалансовая окисленная золотосодержащая полиметаллическая руда, основным ценным компонентом которой является золото (1,05 г/т), попутными - свинец (0,4%), цинк (0,23%), медь (0,03%), сурьма (0,04%) и серебро (38,4 г/т). Следует отметить отсутствие в руде мышьяка, обычно часто присутствующего в золотосодержащих рудах.

Минералогическими исследованиями представительной пробы окисленной полиметаллической золотосодержащей руды установлен:

- рудные минералы представлены самородным золотом, блеклой рудой, галенитом, сфалеритом, для которых характерна сложная морфология с извилистыми контурами зерен и тонкая вкрапленность, средний размер рудных минералов составляет 0,14-0,03 мм, отмечено повышенное (до 12%) содержание пирротина;

- порообразующие минералы представлены микрокварцитами, каолинизированным серицитом и агрегатами слюдяного и гидрослюдистого материала;

- основными минеральными формами свинца и цинка в руде являются окисленные (около 70%), что предопределяет их низкое извлечение во флотационном цикле обогащения и необходимость применения гравитационных методов;

- золото в пробе на 27% представлено свободными формами с чистой поверхностью, и на 44% - в виде тонких ассоциаций с сульфидными минералами в открытых сростках, а также повышенное количество (23%) ультратонких выделений золота в силикатной природе (неизвлекаемая часть);

- наблюдается значительное количество слюдяных и гидрослюдистых образований, которые также могут быть концентраторами ценных металлов, что осложняет технологию обогащения руды.

На основании результатов проведенных исследований для технологии переработанной забалансовой руды можно рекомендовать гравитационно-флотационную схему. При этом цикл флотации (на хвостах гравитационного узла) основан на раздельной флотации легко и труднофлотируемых минералов в различных циклах обогащения.

Целесообразность гравитационного узла обогащения в голове процесса при крупном помоле руды (50-55% класса - 0,074 мм) однозначна: в концентрат гравитации извлекается не только свободное золото, но и золотосодержащие окисленные минералы цветных металлов, трудно извлекаемые флотацией. Хвосты 1 стадии гравитации после доизмельчения до крупности 70-72% - 0,071 мм целесообразно сразу подвергать флотационному обогащению.

Флотация хвостов гравитационного цикла на основании данных вещественного состава имеет свои особенности. Золото ассоциировано в руде с различными минеральными образованиями, из которых можно выделить две основные разновидности: агрегаты тонкого слюдяного и гидрослюдистого материала, окисленные и сульфидные минералы цветных металлов, а также пирит. Эти две разновидности минеральных образований имеют различные

флотационные свойства: первая разновидность обладает гидрофобными свойствами и может флотироваться одним вспенивателем, а вторая для эффективной флотации требует повышенного расхода собирателя. Поэтому во флотационном цикле рекомендованы две стадии основной флотации золотосодержащих минералов: первая проводится с применением одного вспенивателя при его небольших расходах, вторая - в условиях повышенного пенообразования и при высоких расходах собирателя.

Таким образом, основными операциями технологической схемы обогащения окисленной полиметаллической золотосодержащей забалансовой руды являются:

- гравитация исходной руды (крупность 50-55% класса -0,074 мм) с получением гравитационного золотосодержащего концентрата;
- магнитная сепарация в слабом магнитном поле (600-800 эрстед) с целью удаления пирротина из гравитационного концентрата;
- доизмельчение и классификация хвостов гравитации до крупности 70-72% - 0,074 мм;
- двухстадийный цикл основной флотации с получением объединенного чернового коллективного золотосодержащего концентрата;
- доизмельчение и классификация чернового концентрата до крупности 92-95% - 0,074 мм;
- доводка доизмельченного золотосодержащего концентрата до товарного продукта и дофлотация золота из промпродуктов перечистных операций.

По разработанной гравитационно-флотационной схеме получен кондиционный золотосодержащий концентрат (20-24 г/т золота) при извлечении 90,3% металла. Кроме золота в конечный продукт извлекается 49% серебра и свинца, а также 42% цинка и 33% меди (таблица 50).

Эффективность предложенной технологии обогащения забалансовой окисленной полиметаллической золотосодержащей руды обусловлена комплексностью использования минерального сырья, малой токсичностью применяемых реагентов и выделением отвальных хвостов, рекомендованных к утилизации в строительной промышленности.

Эти особенности позволяют считать предложенную технологию малоотходной [1, 11].

6.2.2. Технология переработки лежалых золотосодержащих хвостов

Минералогическими исследованиями представительной пробы лежалых хвостов (отходов) Лениногорской обогатительной фабрики было установлено:

- основным ценным металлом в этих отходах является золото (0,75 г/т), кроме того представляют некоторый интерес цинк (0,2%), свинец (0,1%), серебро (3 г/т) и сурьма (0,02%), материал характеризуется чрезвычайно тонким взаимным проращением ценных компонентов и в целом сложным вещественным составом;
- наиболее важным ценным компонентом является золото, которому и уделено основное внимание при минералого-технологических исследованиях;
- основная часть извлекаемого золота представлена свободными зернами (крупность золотинок - 0,2 мм) и сростками с рудными и породообразующими минералами, что требует доизмельчения материала до крупности - 0,04 мм для полного раскрытия зерен золота;

Результаты обогащения окисленной золотосодержащей забалансовой руды по гравитационной схеме.

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Объединенный гравитационно-флотационный концентрат	4,6	20,8	407	4,0	1,54	0,22	90,3	48,8	48,5	41,7	32,8
Отвальные хвосты обогащения	95,4	0,107	20,6	0,20	0,10	0,021	9,7	51,2	51,5	58,3	67,2
Руда	100,0	1,06	38	0,38	0,17	0,03	100,0	100,0	100,0	100,0	

– по составу золотины представлены чистым золотом, для которого характерна изометрическая форма выделений с ячеистым строением поверхности зерен;

– основная часть неизвлекаемого золота заключена в силикатной породе (ультратонкие включения);

– значительная доля цинка связана с его неизвлекаемыми формами - смитсонитом и окисленными минералами, что практически исключает возможность выделения цинка в товарный концентрат.

Таким образом, гравитационными методами возможно выделение только наиболее крупных раскрытых золотинок и богатых сростков, однако при этом получить качественный золотосодержащий концентрат невозможно в связи с чрезвычайно тонким проращением золота.

Было установлено, что наиболее эффективным методом обогащения данного техногенного сырья является флотационный - основанный на раздельной флотации легко- и труднофлотируемых минералов цветных металлов, золота и серебра в различных циклах.

Для успешного осуществления флотационной технологии необходимо стадийное измельчение, невысокая щелочность пульпы и дробная подача флотационных реагентов при их оптимальном расходе. При этом в голове флотационной схемы в первой стадии (при крупности 75-80% класса - 0,08 мм) необходимо селективно извлекать легкофлотируемые золотосодержащие минералы, на второй стадии (тонина помола 96-98% класса - 0,08 мм) доизвлекаются тонкие выделения минералов - концентраторов благородных металлов. Особенностью данной технологии является выделение каждого товарного золотосодержащего концентрата в самостоятельном цикле без смешивания заворотных промпродуктов, что значительно улучшает их разассигнование при перечистке черновых концентраторов I и II стадии в замкнутом цикле.

В качестве флотационных реагентов использовались нетоксичные и малотоксичные химические соединения - сода, медный купорос, Т-80, бутиловый ксантогенат.

В соответствии с полученными результатами рекомендована технология флотационного обогащения лежалых хвостов в замкнутом цикле с целью получения товарного золотосодержащего концентрата (не менее 20 г/т) с высоким извлечением металла за счет разассигнования промпродуктов и увеличения числа перечисточных операций.

Как показали результаты проведенных экспериментов, важнейшим условием эффективности процесса перечисток черновых концентраторов I и II стадии является оптимальная плотность питания этих операций 15-20%.

На основании проведенных укрупненно-лабораторных испытаний в замкнутом цикле на представительной пробе массой 200кг была разработана технологическая схема переработки лежалых хвостов представленная на рис. 4.

По разработанной флотационной технологии получен товарный по золоту коллективный концентрат с содержанием золота 21 г/т и извлечением металла 81%. Помимо золота в концентрат извлечены серебро (63%), цинк (51%) и свинец (22%) (таблица 51).

Для полученного концентрата определена возможность применения стандартной пиromеталлургической технологии его переработки и получения металлов.

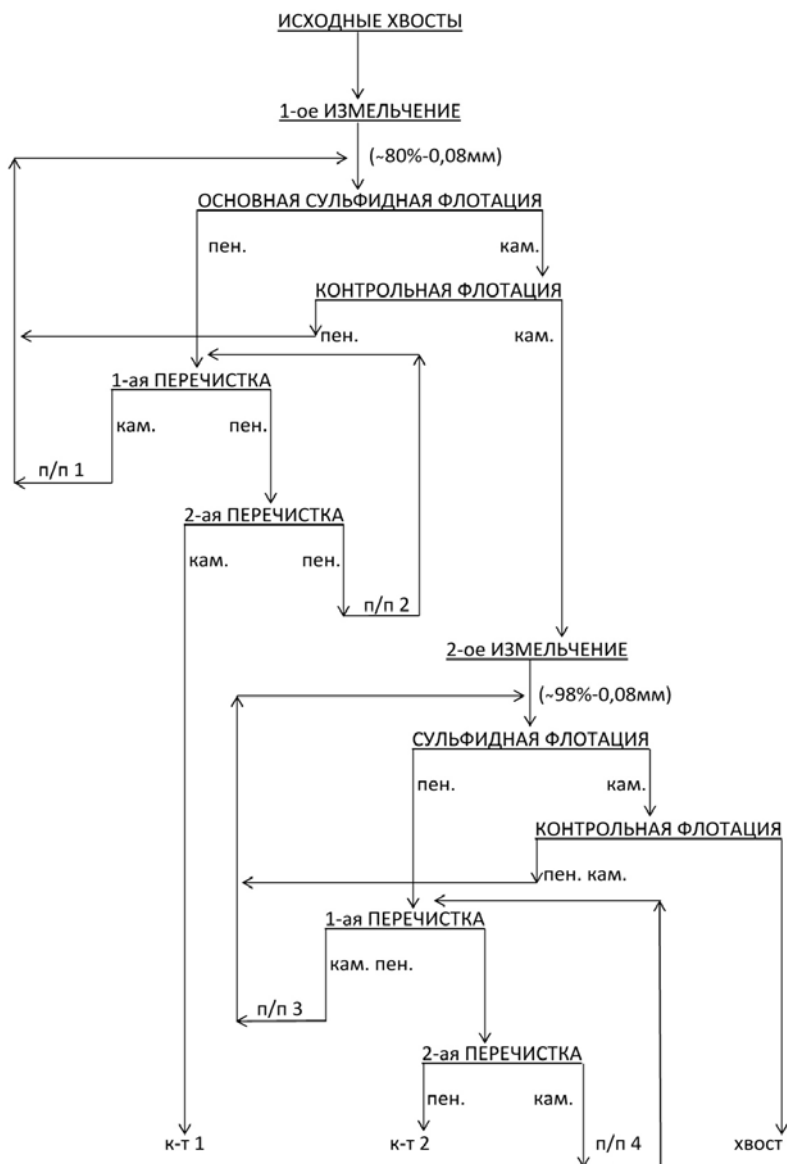


Рисунок 4. Принципиальная технологическая схема переработки лежалых хвостов Лениногорской фабрики.

Таблица 51

**Сводные показатели обогащения лежалых хвостов
Ленинградской фабрики по флотационной схеме, %**

Продукты	Выход, %	Золото		Серебро		Цинк		Свинец	
		содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение
Золотосодержащий концентрат 1	1,95	25,7	67,3	75,4	51,8	5,0	48,9	0,91	17,8
Золотосодержащий концентрат 2	1,0	9,9	13,3	30,5	10,7	0,47	2,4	0,40	4,1
Объединенный золото-содержащий концентрат	2,95	20,3	80,6	60,2	62,5	3,46	51,3	0,73	21,9
Хвосты	97,05	0,15	19,4	1,1	37,5	0,1	48,7	0,08	78,1
Исходный материал	100,0	0,74	100,0	2,84	100,0	0,20	100,0	0,1	100,0

Эффективность разработанной технологии, защищенной патентом Российской Федерации, обусловлена комплексностью использования минерального сырья, малой токсичностью применяемых реагентов и возможностью использования получаемых отвальных хвостов, в строительной и керамической промышленности, что позволяет считать технологию практически безотходной [1, 9, 10, 11].

6.2.3. Технология доизвлечения благородных и цветных металлов из текущих хвостов Ленинградской фабрики.

Автором проведены исследования по возможности переработки текущих хвостов Ленинградской обогатительной фабрики, представляющих объединенные отходы обогащения руд Тишинского и Риддер-Сокольного месторождений.

Анализ их вещественного состава позволили выявить следующие особенности:

- основным ценным элементом исследуемого материала является золото (0,85 г/т), в качестве попутных металлов можно отметить серебро - 5,3 г/т, цинк - 0,3% и свинец 0,15%;

- рудные минералы представлены пиритом, сфалеритом и незначительным количеством галенита и халькопирита, основная масса породообразующих минералов представлена кварцем, слюдястыми минералами и в меньшей степени карбонатами, в целом минералы благородных и цветных металлов находятся в виде тонких и ультратонких включений в породообразующих минералах;

- основной ценный компонент исследуемого сырья - золото характеризуется мелкими и очень тонкими выделениями в минералах цветных металлов и в пирите, а также в породообразующих минералах, свободное золото при данной крупности материала отсутствует;

– среди других элементов обращает на себя внимание повышенное содержание серы и железа, что обуславливает, очевидно, присутствие в пробе пирита. Наличие в составе высокого содержания кремния, кальция, алюминия и магния характеризуется как основные составляющие кварц-слюдистые минералы.

При разработке технологии доизвлечения золота из текущих хвостов необходимо было решить две задачи: изыскать эффективный способ концентрации золота в небольшой по объему продукт и разработать схему обогащения, вписывающуюся в действующую технологию на имеющихся мощностях фабрики.

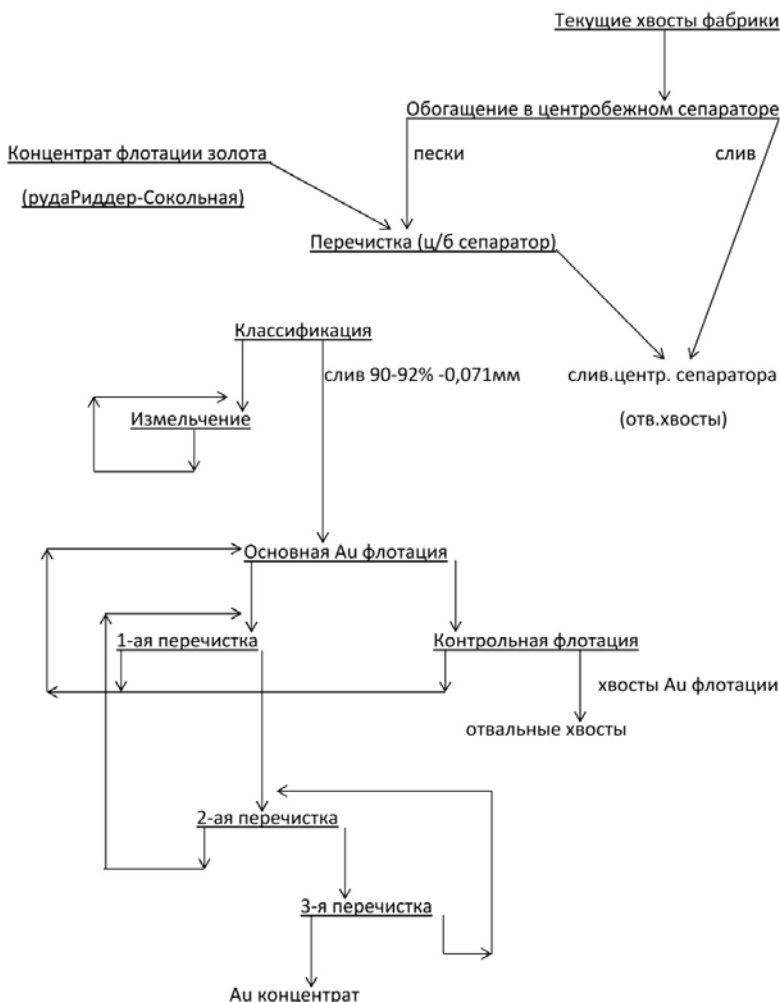
Изучение вещественного состава показало, что золото, также как и другие ценные минералы, находится в виде тонких выделений в минералах пустой породы. Свободного золота в этом материале не обнаружено. В то же время исследуемый материал в соответствии с технологической схемой обогатительной фабрики прошел все стадии обработки реагентами (собирающими, депрессорами и др.). На основании указанных факторов можно сделать вывод, что исследуемый материал исходной крупности не целесообразно сразу подвергать обогатительным операциям, а необходима его предварительная подготовка, главной задачей которой является отделение золота и других ценных минералов от породообразующих.

Разработан способ концентрирования более 50% золота и других ценных минералов (более 90%) из текущих хвостов в небольшой по объему продукт с выходом 15%. Способ заключается в обогащении текущих хвостов в центробежном сепараторе с перемешкой полученных песков на таком же аппарате. Установлено, что при доизмельчении полученного продукта (песков сепаратора) до крупности 90-92% -0,074 мм вскрываются износостойки более 30% свободного тонкого золота. Кроме того, в этих условиях освобождается от сростаний с породообразующими более 90% минералов цветных металлов и пирита.

Исследованиями технологических свойств песковой фракции текущих хвостов (измельченной до крупности 90% -0,074 мм) установлено, что доизвлечение из них золота и цветных металлов возможно методом флотации по схеме, включающей основную и контрольную флотацию с перемешками концентрата. Во флотации используются стандартные реагенты - бутиловый ксантогенат, Т-80 и сода для создания слабощелочной среды. В результате обогащения в концентрат с содержанием золота 20 г/т извлекается 85% (от операции).

Анализ результатов флотации песковой фракции и концентрата дофлотации золота (по технологической схеме действующей фабрики) показал принципиальную возможность совместной переработки этих двух продуктов по единой технологической схеме и реагентному режиму с целью доизвлечения золота и минералов цветных металлов, являющихся также концентратами благородных металлов.

Экспериментальная проверка совместного обогащения этих продуктов по рекомендуемым схемам (рис. 5) показала, что в концентрат флотации извлекается 92% золота и цветных металлов (от операции). Кроме золота этот продукт содержит серебро (51,4% г/т), цинк (5,0%), свинец (1,35%) и медь (0,6%). Выделенные при этом по рекомендуемой схеме конечные отвальные хвосты обеднены по сравнению с исходными текущими хвостами на 50% по золоту и на 90% по цветным металлам.



Анализ элементного состава концентрата обогащения песковой фракции хвостов текущей добычи и сопоставление его с составом продуктов основного цикла обогащения на комбинате позволяют сделать вывод о близости составов полученного по рекомендуемой схеме золотого концентрата с пиритным концентратом фабрики. Эти данные позволяют рекомендовать эти продукты для совместной их последующей пирометаллургической переработки.

ными затратами при ее реализации, так как оборудование может быть установлено на резервных площадях фабрики.

Таким образом, разработанные рациональные экологически безопасные схемы обогащения забалансовой золотосодержащей руды, лежалых и текущих хвостов обогатительной фабрики, на примере объектов Лениногорского полиметаллического комбината, позволяют создать малоотходную технологию переработки техногенных минеральных образований благородных и цветных металлов.

Разработанные автором технологии способствуют вовлечению в переработку забалансовых руд (отвалов от горных работ), отходов обогащения, что расширяет минерально-сырьевую базу действующих [1, 9, 10, 11].

Выводы

В качестве примера рационального подхода к решению проблемы освоения техногенных образований благородных и цветных металлов представлены результаты исследований переработки лежалых золотосодержащих хвостов Гайского полиметаллического комбината.

Минералогическими и аналитическими исследованиями представленной пробы лежалых хвостов Гайского полиметаллического комбината, содержащих 1,6-1,8 г/т золота, 10-30 г/т серебра, 0,5 меди, 0,6 цинка, установлено, что данные техногенные образования представляют интерес как золотосодержащее сырье с возможным попутным извлечением меди, цинка и серебра.

На основании результатов проведенных укрупнено-лабораторных испытаний разработана ресурсосберегающая гравитационно-флотационная технология переработки, позволяющая получить товарные по золоту, меди цинку концентраты с извлечением, соответственно, (%): 70, 60, 52 и утилизировать отвальные хвосты обогащения в стекольной и керамической промышленности, а также для закладки автострад.

Рекомендованная технология защищена патентами РФ и принята к освоению на Гайском полиметаллическом комбинате.

Разработанные рациональные экологически безопасные схемы обогащения забалансовой золотосодержащей руды, лежалых и текущих хвостов обогатительной фабрики, на примере объектов Лениногорского полиметаллического комбината, позволяют создать малоотходную технологию переработки техногенных минеральных образований благородных и цветных металлов.

Разработанные технологии способствуют вовлечению в переработку забалансовых руд (отвалов от горных работ), отходов обогащения, что расширяет минерально-сырьевую базу действующих ГОКов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Иванков С.П.* Разделение минеральных комплексов оловянно-полиметаллических руд и техногенных образований благородных и цветных металлов на основе направленного изменения физико-химического состояния поверхности минералов. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук. МГГА, Москва, 1997.
2. *Иванков С.П.* Пути развития флотационного процесса обогащения минерального сырья. М.: ЛЕНАНД, 2015. – 152 с.

3. Шубов А.Я., Иванков С.П., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник: В 2 кн./Под ред. А.В. Кондратьевой. – М.: Недра, 1990. – Кн. 1. – 400 с.
4. Шубов А.Я., Иванков С.П., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник: В 2 кн./Под ред. А.В. Кондратьевой. – М.: Недра, 1990 г. – Кн. 2 – 263 с.
5. Полькин С.П., Лаптев С.Ф. Обогащение оловянных руд и россыпей. М., «Недра», 1974.- 480 с.
6. Павловский А.Б «Минерально-сырьевая база мира и России: состояние, освоение и перспективы развития. Олово» «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая, №27, – М.: ВИМС, 2008.- 96 с.
7. Гетманская Т.П., Бороданов В.М., Броницкая Е.С., Литвинцев Э.Г., Материкова А.М., . «Вольфрамовые руды России: состояние и перспективы развития минерально-сырьевой базы» «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая, №24, – М.: ВИМС, 2008.- 92 с.
8. Полькин С.П.. Обогащение руд и россыпей редких металлов. Москва, – М.: Недра, 1967 .- С. 615.
9. Андеерва Г.С., Горюшкина С.Я., Небера В.П. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1992. – 410 с.
10. Иванков С.П., Маров А.А., Иванков Р.С. Способы переработки техногенных минеральных образований на основе запатентованных технических решений // Научные и технические аспекты охраны окружающей среды: обзорная информация / ВИНТИ РАН. 2009.- №2.
11. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. И доп. – М.: Недра, 1993. – 350 с.

В.Ф. Крапивин, И.И. Потапов

Глобальный климат и проблемы окружающей среды. – М.: ВИНТИ РАН, 2016. – 575 с. Библ. 390, табл. 75, рис.101.

Проведен анализ проблем изучения глобальной системы климат-биосфера-общество и рассмотрены различные методики, модели и алгоритмы для решения этих проблем. Изложены методики и алгоритмы обработки данных о состоянии объектов окружающей среды с использованием моделей их функционирования. Обсуждаются вопросы синтеза систем мониторинга изменений в окружающей среде с применением дистанционных методов зондирования земных покровов и водных поверхностей. Анализируются задачи повышения достоверности информации о состоянии природно-антропогенных систем за счет применения новых методов обработки данных мониторинга окружающей среды. Рассматриваются проблемы развития эффективных критериев оценки состояния системы биосфера-общество и принятия решений по защите окружающей природной среды. В качестве одного из эффективных подходов к повышению достоверности прогнозов в изменении состояния экосистем используется математическое моделирование. Прикладной аспект предложенных методов связывается с решением конкретных задач моделирования глобальных биогеохимических и биоценотических процессов, с имитационными экспериментами в физике атмосферного загрязнения и с обработкой данных в системах оценки физико-химических параметров водных объектов.

Предлагаемая монография объединяет результаты исследований, проведенных авторами за последние десять лет. Основные результаты были своевременно опубликованы в российских и зарубежных журналах, многие из них в соавторстве с учеными из России, Англии, Вьетнама, Голландии, Греции, Канады, Румынии, США и Японии. Спектр этих исследований охватывал проблемы обработки данных о состоянии объектов окружающей среды с использованием моделей их функционирования и синтеза систем мониторинга изменений в окружающей среде с применением дистанционных методов зондирования земных покровов и водных поверхностей, а также технологий синтеза информационно-измерительных систем с использованием датчиков оптического и микроволнового диапазонов.

Монография нацелена на систематизацию современных данных и знаний о состоянии, динамике и распределении лесных экосистем в биосфере с учетом влияния на них природных и антропогенных факторов. В качестве конструктивного механизма для анализа этих данных и использования имеющихся знаний о лесных экосистемах предлагается экоинформатика как новое научное направление, синтезирующее методики, алгоритмы и модели с современными техническими достижениями в области глобального мониторинга окружающей среды.

Затрагиваемые в книге проблемы охватывают широкий спектр теоретических и прикладных задач, решение которых неизбежно приводит к про-

блеме изменения глобального климата. Поиск причин этих изменений сводится к построению геоэкологической информационно-моделирующей системы (ГИМС), охватывающей наиболее значимые прямые и обратные связи в окружающей среде.

Работа состоит из семи глав. Первая глава «Глобальная экодинамика и климат» вводит читателя в область эоинформатики с ее технологиями, алгоритмами, моделями и методиками сбора и анализа разнообразной информации о динамических процессах в окружающей среде. Дается анализ наиболее значимых процессов формирования глобального климата и их взаимосвязь с процессами в системе природа-общество. Рассматриваются критерии оценки состояния окружающей среды и вводятся индикаторы живучести и биологической сложности как показатели экологической безопасности. Анализируются подходы к глобальному моделированию как методики параметризации комплекса взаимосвязанных процессов в системе природа-общество. Основное внимание уделено совмещению понятий, состоявшихся в смежных науках с целью установления между ними универсальных понятий структуры, поведения и цели, что открывает возможность применения системного подхода к изучению экосистем, оценивая их устойчивость, разнообразие и выживание. Анализируется роль биоценологии в формировании современного климата.

Предметом второй главы «Глобальный климат и эоинформатика» является рассмотрение интерфейса между двумя науками – климатологией и эоинформатикой. Даны понятия биоценологии в связи с ролью наземных экосистем в формировании современного климата. Приводятся многочисленные данные и зависимости, которые характеризуют роль лесных экосистем в формировании современного климата. Оцениваются характеристики радиационного баланса на заселенных территориях. Обсуждается проблема формирования глобального баланса углерода, и рассчитываются параметры окружающей среды, которые отвечают за интерактивный характер взаимодействия климатической системы и лесных экосистем.

Третья глава «Глобальный климат и проблемы леса» рассматривает различные подходы к моделированию лесных экосистем. Объясняются принципы синтеза моделей и описываются их структуры. Основой моделирования динамики лесных экосистем является принцип оптимального структурирования биоценологических процессов с их привязкой к информационным базам. Реализация этого принципа позволяет минимизировать сложность моделей при максимизации их информационной значимости. Рассматриваются модели составляющих лесных экосистем, включая формирование полога леса и его пространственной структуры.

Четвертая глава «Глобальный климат и биогеохимический круговорот веществ в окружающей среде» посвящена рассмотрению принципиальных вопросов, возникших в последние годы в связи с парниковым эффектом. Приведены модели глобальных биогеохимических круговоротов углерода, азота, серы, кислорода, фосфора, воды и озона. В каждом случае указана роль антропогенных процессов и приведены количественные характеристики влияния этих элементов на климат.

В пятой главе «Информационно-инструментальные методы диагностики лесных, агролесных и урбоэкосистем» изучены закономерности развития процессов урбанизации в связи с их ролью в глобальных изменениях. Рассмотрены методы диагностики наземных экосистем в различных их переплетениях с антропогенными системами. Отмечены возможности информационно-инструментальных средств радиовидения в реализации этих методов.

Глава 6 «Глобальный климат и проблемы Арктики» анализирует вопросы оценки роли экосистем арктического бассейна в формировании глобальных изменений окружающей среды и климата. Описаны результаты моделирования динамики радионуклидов, тяжелых металлов и углеводородов нефти в арктическом бассейне с учетом роли речного стока и наземных биоценозов. Обсуждается задача оценки роли арктических широт и зон вечной мерзлоты в глобальном круговороте углерода и метана. В качестве примера применения технологии имитационного моделирования приводятся результаты изучения уровня загрязнения речной системы Ангара-Енисей и связанного с ней эстуария Карского моря.

В главе 7 «Глобальный климат и проблемы мониторинга» излагаются сведения о спутниковых системах, обеспечивающих оперативный контроль экосистем с оценкой их состояния и роли в формировании окружающей среды. Обсуждаются подходы к организации дистанционного мониторинга наземных и океанских экосистем и демонстрируются примеры эффективного применения современных средств мониторинга лесных пожаров, здоровья лесов и их классификации по пожарной опасности. Изложена технология синтеза систем геоэкологического информационного мониторинга и указаны их функции для обеспечения сбора и анализа многоканальной информации и принятия статистических решений о наличии или отсутствии в окружающей среде чрезвычайных ситуаций. Рассмотрена процедура синтеза мониторинговой системы, обеспечивающей воспроизведение динамики природных систем на основе фрагментарных по пространству и эпизодических во времени измерений их характеристик. Объясняются принципы организации таких систем на основе введения множества типовых идентификаторов природно-техногенных процессов и объектов. Охарактеризованы основные методы сбора данных об окружающей среде с помощью дистанционных измерений.

В целом книга содержит обширный набор данных о современной динамике наземных и океанских экосистем с указанием наметившихся тенденций и объяснением возможных последствий для глобальной экодинамики. Читатель узнает много новых сведений о различных аспектах изучения лесных экосистем с применением методов экоинформатики и получит в свое распоряжение конструктивные методики, алгоритмы и модели, которые позволят ему успешно решать широкий набор задач, возникающих при изучении лесных экосистем и их роли в изменениях климата. Приведенные в монографии знания будут способствовать развитию теории предсказуемости глобальных и региональных изменений в экосистемах различных широт на основе временных рядов спутниковых наблюдений, что обеспечит надежность описания проявлений и последствий чрезвычайных ситуаций в окружающей среде.

Книга будет полезна студентам старших курсов, аспирантам и научным сотрудникам при изучении глобальной экодинамики, включая лесные экосистемы и оценку их роли в современной глобальной экодинамике.

Д.физ.-мат. наук, профессор В.Ф.Крапивин
(Зав. Отделом информатики - Институт радиотехники и электроники
им. В.А.Котельникова РАН)

**К.т.н. И.И.Потапов (Зав. Отделом научной информации
по глобальным проблемам -Всероссийский институт
научной и технической информации РАН)**

СОДЕРЖАНИЕ

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

Иванков С.П., Троицкий А.В., Петкевич-Сочнов Д.Г, Иванкова З.С.

Пути решения экологических проблем инновационных технологий
обогащения различных видов минерального сырья..... 2

НОВЫЕ КНИГИ

Крапивин В.Ф., Потапов И.И. Глобальный климат и проблемы

окружающей среды..... 107

Ответственный за выпуск *И.И. Потапов*

ИД № 04689 от 28.04.01

Подписано в печать: 10.11.2016 г.

Гарн. литературная

Бумага офсетная

Формат бумаги 60х84 1/16

Печать цифровая

Усл. печ. л. 6,93

Уч.-изд. л. 8,04

Тираж 52 экз.

Адрес редакции: 125190, Россия, г. Москва, ул. Усневича, д. 20

Тел. (499) 152-5500