

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

# НАУЧНЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Обзорная информация

Выпуск № 2

Издается с 1979 г.

Москва 2018

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. Пванков*, к.э.н. *А.Н. Лавров*,  
к.т.н. *П.П. Потапов* (зам. главного редактора),  
д.т.н. *С.М. Резер*, *П.А. Щетинина* (ученый секретарь),  
к.т.н. *А.Г. Юдин*

# РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

---

УДК 502; 171

## РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИ МАЛОНАПРЯЖЕННЫХ РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩИХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЙ РАЗЛИЧНЫХ ПРОМЫШЛЕННЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РФ<sup>1</sup>

*Д.т.н. Иванков С.П.*

Создание передовых экологически чистых технологий переработки минерального сырья является актуальной задачей, выдвинутой перед технологической службой геологических организаций в современных условиях недропользования.

Выполнение поставленных задач позволит разработать основы достоверной технологической оценки месторождений, выявленных на ранних стадиях геолого-разведочных работ.

Создание передовых экологически чистых технологий переработки минерального сырья является актуальной задачей, выдвинутой перед технологической службой геологических организаций в современных условиях недропользования.

Выполнение поставленных задач позволит разработать основы достоверной технологической оценки месторождений, выявленных на ранних стадиях геолого-разведочных работ (ГРР).

### ВВЕДЕНИЕ

Настоящие исследования проводились в следующих направлениях:

1. Разработка экологически чистых ресурсосберегающих технологий переработки оловянных, вольфрамовых, редкометаллических руд основных промышленных типов РФ.
2. Создание комбинированной технологической схемы обогащают техногенного полевошпатитового сырья.
3. Создание принципиально новых способов подготовки минерального сырья к процессам обогащения с применением электроплазменной технологии и обогащения в сверхпроводящих магнитных полях.

---

<sup>1</sup> Сбор и оформление материалов данной обзорной информации выполнено Иванковой З.С.

4. Сбор и обобщение результатов технологических исследований, выполненных на титаносодержащих песках и хромовых рудах для последующей разработки базовых схем обогащения этих дефицитных полезных ископаемых.

Основной задачей промышленной переработки минерального сырья является получение из него товарной минеральной продукции для непосредственного использования в народном хозяйстве или концентратов для дальнейших переделов в металлургической, химической, агрохимической, энергетической и других отраслях промышленности.

Номенклатура товарной продукции определяется ее потребителями, а качество регламентируется требованиями государственных или отраслевых стандартов, технических условий или устанавливается по согласованию с потребителями.

В зависимости от качества добытого минерального сырья и требований к его товарной продукции подготовка сырья к промышленному использованию производится путем дробления, усреднения, измельчения, обогащения, гидро- и пирометаллургической переработки, а иногда окучкования тонкоизмельченного минерального сырья или концентратов.

*Дробление минерального сырья* осуществляется с целью подготовки его к предварительному обогащению и измельчению. В схеме дробления перед обогащением или измельчением предусматривается усреднение состава сырья до  $\pm (0,5-1,5\%)$  в бункерах или напольных складах. Дробление в зависимости от крупности и крепости исходного сырья производится в 1-4 стадии до 300-5 мм в соответствии с технологией дальнейшего его передела.

*Измельчение дробленого сырья* осуществляют с целью вскрытия минералов перед обогащением или для снижения его крупности при непосредственном использовании. Различают крупное (до 0,5 мм) и тонкое (до 0,044 мм) измельчение. О полноте вскрытия минералов косвенно судят по степени измельчения. Основой для выбора степени измельчения является вкрапленность в сырье минералов, которая определяется крупностью, гранулометрическим составом и удельной поверхностью (Таблица А).

Таблица А

### Классификация минерального сырья по вкрапленности

| Тип вкрапленности             | Класс крупности зерен минералов, мм | Доля надрешетного класса крупности минералов, % | Удельная поверхность вкрапленных минералов, м <sup>2</sup> /кг |
|-------------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------|
| Гигантовкрапления (массивная) | >3,0                                | 90-95                                           | 0-25                                                           |
| Крупновкрапленная             | 3-0                                 | 90-95                                           | 25-75                                                          |
| Средневкрапленная             | 0,5-0                               | 90-95                                           | 75-100                                                         |
| Тонковкрапленная              | 0,15-0                              | 90-95                                           | 100-150                                                        |
| Весьма тонковкрапленная       | 0,044-0                             | 90-95                                           | >150                                                           |

Крупность измельченных продуктов непосредственно влияет на работу как основного, так и вспомогательного оборудования. Она определяет производительность обогатительного и вспомогательного оборудования и оказывает прямое влияние на его выбор. Большое значение крупность материала оказывает на выбор внутризаводского транспорта.

*Обогащение* представляет собой процесс концентрации минералов и включает механическое разделение минералов, гидрометаллургическую и пирометаллургическую переработку. Выбор процессов обогащения зависит от контрастности (разности) физико-химических свойств разделяемых минералов и крупности сырья, подлежащего переработке. Краткая характеристика основных процессов обогащения, определяющая область их применения для различных видов минерального сырья, приводится в Таблице Б.

*Окускование* – процесс укрупнения рудной мелочи или тонкозернистых концентратов с получением кусковых агрегатов различной формы и размеров путем физических, химических, термических или комбинированных воздействий. Применяются три способа окускования: агломерация, окомкование и брикетирование. В результате окускования частиц получают: при агломерации – агломерат крупностью 5-60 мм, окомковании – окатыши крупностью 9-16 мм и брикетировании – брикеты различной геометрической формы и крупности. Окускование используется при переработке металлического (руды черных и цветных металлов) и неметаллического (флюорит, фосфаты и др.) минерального сырья, а также торфа и углей.

В зависимости от качества сырья и требований потребителей по содержанию полезных и вредных компонентов, засоренности, крупности и других физико-химических показателей, добытое минеральное сырье по сложности промышленной переработки подразделяется на две группы и пять типов (Таблица В).

Совокупность процессов дробления, измельчения и обогащения, а иногда и окускования, в определенной последовательности представляет собой технологическую схему, а вместе с технологическими, реагентными и температурными режимами – технологию переработки сырья. Технологические схемы переработки сырья могут включать как один процесс обогащения, так и сочетание нескольких процессов. В этом случае схемы называют комбинированными.

При переработке разубоженного и крупновкрапленного минерального сырья с целью вывода из процесса вмещающей породы (а иногда и получения крупнокусковых концентратов) применяется предварительное обогащение дробленых до различной крупности продуктов. Для этих целей используют радиометрические, тяжелосредные и сухие магнитные методы обогащения.

По гравитационным, магнитным и флотационным схемам обогащения перерабатывается подавляющий объем минерального сырья. Извлечение из него полезных компонентов достигает 90% и более. Остальная часть полезных минералов теряется с хвостами в виде переизмельченных минералов, сростков с пустой породой и неизвлекаемых минеральных форм. Полученные концентраты обогащения усредняются на складах готовой продукции до колебаний  $\pm 0,2\%$ .

Обогащение и усреднение минерального сырья обеспечивает получение готовой к непосредственному использованию продукции (ряд неметаллического и других видов сырья) или концентратов для металлургического, химического или других видов передела. Использование концентратов в этих производствах значительно улучшает их технико-экономические показатели по сравнению с переработкой необогащенного сырья.

Таблица Б

## Характеристика основных обоганительных гидро- и пирометаллургических процессов, используемых при переработке минерального сырья

| Наименование процессов           | Параметры, используемые для разделения минералов |                    | Допустимая крупность разделяемого сырья, мм |
|----------------------------------|--------------------------------------------------|--------------------|---------------------------------------------|
|                                  | Наименование                                     | Значение, не менее |                                             |
| Радиометрическое обогащение      | Контрастность по содержанию элементов            | 0,5                | 300-1                                       |
| Промывка                         | Число пластичности                               | 0,35               | 300-0                                       |
|                                  | Пластическая прочность, МПа                      | 0-0,8              |                                             |
| Тяжелые суспензии                | Контрастность по плотности, т/м <sup>3</sup>     | 0,05               | 300-0,5                                     |
| Отсадка                          | T <sub>о же</sub>                                | 0,5                | 60-0,8                                      |
| Концентрация на столах           | T <sub>о же</sub>                                | 0,5                | 3-0,044                                     |
| Магнитное обогащение:            |                                                  |                    |                                             |
| слабомагнитное                   | Напряженность, кА/м                              | 80-150             | 40-0,1                                      |
| сильномагнитное                  | Индукция магнитного поля, Тл                     | 0,8-1,1            | 0,2-0,1                                     |
| Электрическая сепарация          | Напряжение на электродах, кВ                     | 2-50               | 0,5-0,074                                   |
| Флотация                         | Избирательность прилипания                       | -                  | 0,3-0,01                                    |
| Гидрометаллургическое обогащение | Избирательность растворения минералов, %         | 85-90              | 25-0,1                                      |
| Пирометаллургическое обогащение  | Температура, °С                                  |                    |                                             |
|                                  | плавления (T <sub>плав</sub> )                   | 1100-1200          | 0,1                                         |
|                                  | возгонки (T <sub>воз</sub> )                     | 800-1200           |                                             |

**Классификация минерального сырья по обогатимости и сложности подготовки  
к промышленному использованию**

| Тип минерального сырья                        | Технология переработки                                                                                                                                                                   | Структура минерального сырья                                               | Примеры минеральной продукции                                                                                                                                                                     |
|-----------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| <b>Природно богатое:</b>                      |                                                                                                                                                                                          |                                                                            |                                                                                                                                                                                                   |
| готовое к потреблению                         | Не требуется                                                                                                                                                                             | Чистые минеральные разновидности полезных ископаемых                       | Строительные материалы (песок, гравий, галька, глина и др.)                                                                                                                                       |
| требует рудоподготовки                        | Дробление, грохочение по классам крупности, усреднение и другие виды обработки                                                                                                           | То же                                                                      | Железные, марганцевые, хромовые и другие товарные руды<br>Природные мелноранты и строительное сырье (известняки, доломиты, мел, песчано-гравийные смеси, облицовочные и строительные камни и др.) |
| <b>Бедное и бедное, требующее обогащения:</b> |                                                                                                                                                                                          |                                                                            |                                                                                                                                                                                                   |
| легкообогащаемое                              | Радиометрическое, гравитационное и магнитное обогащение дробленного или крупноизмельченного сырья                                                                                        | Разубоженное и крупновкрапчатое сырье высокой и средней контрастности      | Товарные руды, кусковые и зернистые концентраты, окискованные продукты                                                                                                                            |
| труднообогащаемое                             | Радиометрическое, тяжелосреднее и сухое магнитное обогащение дробленного сырья, гравитационное, магнитное и флотационное глубокое обогащение измельченного до 0,1 мм исходного сырья или | Средне- и тонковкрапчатое минеральное сырье средней и низкой контрастности | Тонкозернистые концентраты и окискованные продукты                                                                                                                                                |

| Тип минерального сырья   | Технология переработки                                                                                                                                                                                         | Структура минерального сырья                                       | Примеры минеральной продукции                                                              |
|--------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------|
|                          | промпродуктов радиометрического тяжёлоосредного и сухого магнитного обогащения                                                                                                                                 |                                                                    |                                                                                            |
| весьма труднообогащаемое | Радиометрическое или тяжёлоосредное обогащение дроблёного сырья, гидро- и пирометаллургическое обогащение промпродуктов радиометрического и тяжёлоосредного обогащения или непосредственно измельченного сырья | Весьма тонковкрапленное сырьё низкой и весьма низкой контрастности | Весьма тонкозернистые концентраты механического и химического обогащения, окатыши, брикеты |

Гидрометаллургические и пирометаллургические процессы, включая сорбцию и экстракцию, получили широкое распространение в технологии получения целого ряда металлов или их соединений. Гидро- и пирометаллургическому переделу подвергаются концентраты механического обогащения или промпродукты весьма тонковкрапленного минерального сырья, из которых получить кондиционные концентраты не удастся. Переработка сырья этими методами обеспечивает не только получение высокосортных концентратов, но и наиболее полное комплексное использование сырья.

Качество минерального сырья определяется:

- содержанием основных и попутных минералов (элементов), вредных и ценных примесей;
- минеральной формой проявлений полезных элементов и примесей;
- измельчаемостью сырья, величиной вкрапленности минералов и их вскрываемостью;
- степенью усреднения готовой минеральной продукции по основным и попутным компонентам;
- ценностью и конкурентоспособностью товарной минеральной продукции на внутреннем и мировом рынках.

Минеральная форма проявления полезных компонентов определяет возможность их извлечения в концентрат и поэтому является основой выбора наиболее целесообразного метода обогащения. Значительное влияние на эффективность переработки сырья оказывают и пороодообразующие минералы, так как от их физико-химических свойств зависит контрастность разделения и вскрываемость минералов, а также измельчаемость сырья.

Измельчаемость и вскрываемость минерального сырья определяют крупность измельчения и степень раскрытия полезных минералов и поэтому прямым образом влияют на качество концентратов, на необходимую крупность измельчения сырья и, следовательно, энергоемкость его переработки, так как на вскрытие минералов (дробление и измельчение) затрачивается более 60% общего потребления энергии на переработку сырья.

Технологические свойства полезного ископаемого при разведке месторождений изучаются в степени, достаточной для обоснования его промышленной ценности. Технологические испытания проводятся на лабораторных пробах по основным природным, а при возможности – и по технологическим типам полезного сырья с учетом его комплексного использования. Важное значение в изучении качества сырья в этом случае приобретает его прогнозная оценка, которая производится методом аналогий с использованием банка данных и математических моделей, позволяющих по данным геологического и геофизического опробования, а также результатов изучения вещественного состава оценить ожидаемое извлечение в товарный продукт ценного компонента.

На основе изучения элементного и минерального составов и технологических свойств разрабатываются возможные варианты схем обогащения сырья различных технологических типов и сортов, а также подбираются оптимальные технологические и реагентные режимы. Разработанные схемы испытываются в различных условиях: лабораторных, полупромышленных и промышленных.

Геолого-технологическое картирование (ГТК) месторождения является обязательным при оценке качества полезного ископаемого. С помощью ГТК уточняются или определяются природные разновидности, выявляются технологические типы и сорта сырья, закономерности пространственного

размещения и количественного соотношения их в объеме месторождения, устанавливаются их состав, технологические свойства, распределение ценных и вредных компонентов по минеральным формам. Проведение ГТК осуществляется на малообъемных пробах, отбираемых по природным разновидностям руд из всего объема месторождения на основе заданной разведочной сети. Различия ГТК на разных стадиях геологического изучения заключаются в детальности геометризации технологических типов и сортов в объеме месторождения при сохранении общих принципов испытания сырья. При геолого-технологическом картировании испытание качества сырья ведется по упрощенным схемам, основные принципы построения которых принимаются на основе результатов испытаний технологических проб или предприятий-аналогов.

Оценка комплексности минерального сырья является обязательной и производится на основе практики комплексного использования по технологическим схемам обогащения, применяемым для переработки аналогичных руд. Исследования могут быть продолжены с привлечением более глубоких схем переработки и новых методов обогащения, включая гидрометаллургические процессы, сорбционно-экстракционные, биотехнологические и другие передовые технологии. В результате исследований должны быть получены необходимые данные для технико-экономической оценки целесообразности извлечения попутных компонентов, а также составлен баланс их распределения при обогащении сырья и окусковании концентратов. При отказе от извлечения попутных элементов содержащие их продукты целесообразно складировать в самостоятельные отвалы (техногенные месторождения) с учетом возможности будущего использования.

При испытаниях получают основные технико-экономические показатели по каждой из апробированных технологий в оптимальных режимах. К ним относятся: содержание основных, попутных и вредных элементов и компонентов ( $\alpha$ -элементы,  $\rho$ -минералы или компоненты) в минеральном сырье, концентрате ( $\beta$ ), минерале ( $\beta_{\text{мин}}$ ) и хвостах ( $V$ ); выход ( $Y$ ), извлечение ( $\epsilon$ ) и эффективность обогащения ( $E$ ) минерального сырья. Выход концентрата, извлечение и эффективность рассчитываются по следующим формулам:

При составлении баланса металлов при испытаниях и в производственных условиях выход определяется также по данным взвешивания исходного сырья и концентрата по сухой массе.

Детальность изучения технологических типов и сортов, их пространственного размещения в целом определяется стадийностью геологоразведочных работ.

При определении видов технологических испытаний следует исходить из достаточности и достоверности полученных результатов для промышленной оценки месторождений. Результаты испытаний применяются:

- для широкого освоения промышленностью минерального сырья - лабораторные пробы;
- для оценки качества вовлекаемых в переработку новых разновидностей освоенного в стране минерального сырья или наработки продуктов для дальнейших испытаний - полупромышленные пробы;
- при оценке новых источников сырья, ранее не используемых в стране, а также при необходимости уточнения промышленных нагрузок на новое оборудование для целей проектирования предприятий и наработки партии концентратов для металлургической или другой последующей переработки – промышленные пробы.

# 1. Обобщение передовых технологий обогащения различных видов минерального сырья

## 1.1. Оловянные и вольфрамовые руды основных промышленных типов РФ

Работы выполнены в соответствии с поставленной тематической задачей по разработке передовых технологий обогащения минерального сырья на ранних стадиях геологических исследований применительно к оловянным и вольфрамовым рудам в условиях, обеспечивающих экологическую безопасность разработанных рациональных схем обогащения. Анализ и обобщение результатов ранее выполненных экспериментальных исследований и опыта промышленной практики переработки оловянных и вольфрамовых руд позволяют рекомендовать на ранних стадиях ГРП использовать разработки на рудах аналогичных либо по составу к исследованным в настоящей работе, выполненной при детальном экспериментальном исследовании ряда лабораторных технологических проб основных промышленных типов руд олова и вольфрама РФ.

При этом основное внимание уделялось вопросам минимизации вредных экологических влияний основных операций схем обогащения на окружающую среду, сокращение числа стадий дробления и измельчения, повышение начальной крупности обогащаемой руды, сокращение числа гравитационных операций, выбор менее энергоемких и водопотребляющих аппаратов, замена токсичных флотореагентов, вывод вредных примесей из товарных концентратов и сточных вод, безотходная переработка руд.

Минерально-сырьевая база олова в РФ представлена касситерит-турмалиновым, касситерит-хлоритовым и касситерит-вольфрамит-кварцевым типами месторождений, составляющими в запасах – 70,6% и 73% в добыче, при среднем содержании олова в товарных рудах 0,3-0,4%. Значительную роль в добыче играют касситерит-многосульфидные руды – 17,8%, при подчиненной роли в запасах – 9,0%.

Содержание тяжелых цветных металлов – свинца, цинка, меди, мышьяка в касситерит-вольфрамит-кварцево-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, апольярные масла).

Гравитационные схемы обогащения вольфрамовых руд характеризуются, как и для оловянных руд, многостадийными операциями обогащения, узкой классификацией материала, большим количеством малопродуктивных

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 коллективно-го сульфидного оловосодержащего продукта, так и для флотации касситерита из шламового материала. Применяемые флотореагенты относятся как к токсичным (цианиды при селекции сульфидных минералов, аполиарные масла при флотогравитации), серная кислота при создании  $pH=3,5-4,0$  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 малонапряженная схема обогащения комплексных бедных руд касситерит-вольфрамит-кварцевого типа Тигриного месторождения, характеризуемая сочетанием процессов рентгенорадиометрического и гравитационного обогащения на стадии получения черновых концентратов и развитой схемы доводочных операций, включающей процессы флотации, гравитации, электромагнитной и электрической сепарации. Технология обогащения во всех операциях является экологически малонапряженной и характеризуется снижением затрат и водопотребления на 22-30% по сравнению с промышленными схемами. Флотация проводится с нетоксичными и малотоксичными реагентами и дополнена в цикле доводки 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 ГОСТами. Извлечение олова в концентрат с содержанием  $WO_3$  – 62% 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-многосульфидных 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 проведением этой операции с использованием нетоксичных реагентов (бутиловый ксантогенат, сернистый натрий). Получены товарный серебряный концентрат и серебросодержащий продукт для металлургической переработки с суммарным извлечением серебра 91,6%.

Для вольфрамит-штокверкового типа руд, на примере Шумиловского месторождения, разработаны два экологически малонапряженных 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

обеспечить 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 малонапряженная флотационная схема обогащения, обеспечивающая получение высокосортного концентрата марки КШ-I с извлечением 73,3%. Специфической особенностью разработанной технологии является новый для вольфрамовой промышленности реагентный режим с использованием нетоксичного реагента-собирающего таллактама в щелочной среде с применением реагентов-регуляторов: соды, жидкого стекла и триполифосфата натрия. Получен товарный шеелитовый концентрат, кондиционированный по всем лимитируемым примесям мышьяку, сере и фосфору.

Сточные воды обогательного 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 ПДК. Экспериментально проработана возможность их утилизации для изготовления силикатного кирпича и бетонозаполнителя, а также в качестве гострированных кварц-полевошпатовых концентратов, используемых в керамической, стекольной и электроизоляционной промышленности.

Выполненные экономические расчеты показали возможность снижения эксплуатационных затрат по разработанной экологически малонапряженной схеме обогащения оловянных руд на 24% по сравнению с типовой промышленной схемой их переработки.

При обогащении шеелитовых руд с применением нетоксичных флотационных реагентов, в разработанных реагентных режимах достигается экономия 37% в расчете на 1 т руды по сравнению с реагентными режимами, используемыми в промышленности.

Результаты работы приняты проектной организацией при составлении ТЭО постоянных кондиций по месторождению Тигриное. Разработан проект методических рекомендаций по обогащению руд олова и вольфрама по усовершенствованным экологически малонапряженным технологическим схемам.

## 1.2. Разработка эффективных технологий для обогащения редкометальных руд.

Известно, что разведываемые редкометальные руды РФ относятся к весьма труднообогатимым ввиду тонкой вкрапленности полезных минералов, сложности минерального состава, близости технологических свойств полезных и сопутствующих минералов. Для оценки обогатимости руд на ранних стадиях разведки требуется применение наиболее эффективной и компактной технологии, обеспечивающей высокие технологические показатели при одновременном снижении экологической напряженности.

В настоящее время для оценки обогатимости редкометальных руд применяются многостадийные гравитационные схемы, которые ввиду тонкой вкрапленности тантало-ниобатов и их шламования не могут обеспечить высокого извлечения металлов (от 35-40 до 50-55% по реальным показателям

действующих комбинатов). В связи с этим возникла задача поиска и разработки более эффективных технологий переработки редкометальных руд. Эффективность обогащения руд определяется прежде всего оптимизацией первичного обогащения, поэтому основной задачей исследований являлось разработка методов интенсификации процессов первичного обогащения.

Технология обогащения редкометальных (например, танталониобиевых) руд в россыпей определяется минеральным составом основных и попутных ценных компонентов, вредных примесей, номенклатурой сопутствующих минералов, характером минеральных ассоциаций.

Основным методом обогащения этого вида минерального сырья традиционно считается гравитационный, однако в современной практике имеется не мало примеров частичной (шламы) или полной замены гравитационных методов флотацией. Замена традиционных жирнокислотных собирателей новыми типами (например, на основе гидроксамовых кислот), подбор оптимальных регуляторов позволяли во многом решить проблему селекции танталониобатов и сопутствующих минералов с близкими флотационными свойствами. Флотация успешно применяется даже для таких сложных объектов, как коры выветривания. Особенно эффективны флотационные схемы при обогащении комплексных руд, так как подбор режимов флотации позволяет получать ряд селективных концентратов (например, из редкометальных пегматитов – редкометальный, медный и другие сульфидные, из слюдяных – частью литиеносный, из полевошпатовых – раздельно микроклиновидный и ортоклазовый, кварцевый). Имеются сведения о применении магнитного обогащения, в том числе в полях высокой напряженности, в качестве основных, заменяющих в разной степени гравитационное и флотационное.

Танталониобиевые (танталит-колумбитовые) россыпи обогащаются по схемам, предусматривающим дезинтеграцию и классификацию исходного материала с выделением в отвал убогой крупной («галь») и нередко необогащаемой иловой частей и гравитационное обогащение продуктивной зернистой части. Типичная схема обогащения крупнозернистых песков иногда дополняется обогащением на шлюзах, предназначенных для улавливания танталониобатов крупнее 4 мм, плохо извлекаемых на винтовых сепараторах. Извлечение крупнозернистого колумбита по таким схемам составляет 89-95%.

К мелкозернистым россыпям могут быть отнесены выветрелые граниты Плато-Джос в Нигерии. Колумбит кор выветривания гранитов максимальной крупностью 0,6 мм и плотностью 5,5 г/см<sup>3</sup> извлекался по несложной гравитационной схеме, включающей выделение в отвал материала крупнее 2,5 мм, обезыливание и классификацию по размеру 0,3 мм материала менее 2,5 мм. Основная масса колумбита концентрируется в мелкopesковом классе крупности, из которого извлекается на концентрационных столах в черновой концентрат. Доводка концентрата включает его нагрев для демагнетизации касситерита и электромагнитную сепарацию с извлечением колумбита (с примесью магнитных разновидностей касситерита, а также ксенотима и монацита) в магнитную фракцию, а основной части касситерита, циркона – в немагнитную.

Весь извлекаемый колумбит распределен по крупности следующим образом: в концентрате крупнее 0,3 мм – 7%, мельче 0,3 мм – 93%. Конечный концентрат содержал 68-70% Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Обогащение коренных танталит-колумбитовых руд осуществляется по стадийным гравитационным схемам, начальная крупность обогащения превышает максимальный размер ценных минералов в 2-3 раза (более

объективным для выбора начальной крупности является сопоставление средних размеров руды и извлекаемого минерала). При наличии в руде легких ценных минералов (пирохлор, берилл, слюды) гравитационные схемы дополняются флотацией мелкозернистой части ( $-0,2$  мм) руды.

Из крупновкрапленных колумбит-танталитовых руд извлечение в 2-4%-ный по колумбиту концентрат составляет 70-80%. Для наиболее тонковкрапленных колумбит-танталитовых руд применяются флотационные или гравитационно-флотационные схемы для предварительного извлечения встречающихся относительно крупных выделений танталониобатов.

Для безотходного обогащения пегматитовой колумбит-берилл-полевошпат-кварцевой слюдосодержащей руды используется гравитационно-флотационная схема с извлечением гравитационными методами наиболее крупных выделений колумбит-танталита и селективной флотацией остальной части ценных минералов. Из тонковкрапленных разновидностей, исключающих необходимость гравитационного обогащения, извлечение тантала, ниобия и бериллия в коллективный редкометалльный концентрат составило около 80%. Результаты флотации определяются свойствами танталит-колумбитов и составом сопутствующих минералов и измененностью руд; при гравитационном обогащении существенно соотношение более легкого колумбита и тяжелого танталита.

Обогащение пирохлоровых руд из-за низкой плотности пирохлора чрезвычайно редко может проводиться исключительно гравитационными методами. Пирохлор плотностью  $4,2$  г/см<sup>3</sup> менее  $40$  мкм вообще не может быть извлечен этими методами. Сравнительно крупновкрапленные пирохлоровые пегматитовые руды мор гут обогащаться по стадийным гравитационным схемам, но извлечение ниобия в черновые концентраты редко превышает 60-70%. Поэтому для тонковкрапленных руд основным методом извлечения пирохлора является флотация. Для руд различного состава возможны варианты схем и режимов флотации. При затруднении во флотационном разделении пирохлора и карбонатов используются схемы с применением обжига.

Обогащение кор выветривания пирохлоровых карбонатитовых месторождений принципиально не отличается от технологии обогащения коренных руд или россыпей. Для крупновкрапленных руд применяют гравитационные схемы, подобные схемам обогащения россыпей. Для мелкокрапленных руд с учетом малой плотности пирохлора предпочтительнее флотационные или комбинированные гравитационно-флотационные схемы. Затруднения в применении флотации происходят из-за повышенного количества железосодержащих окр и глин, обохренности и измененности пирохлора. Однако и на этих рудных образованиях гравитационные методы обогащения вытесняются флотацией.

Представителем современного предприятия, перерабатывающего редкометалльные руды сложного вещественного состава, является GBMM (штат Минас-Жерайс, Бразилия). Промышленная разработка месторождения кор выветривания карбонатитов Араша началась с 1960 г. Запасы месторождения оцениваются добывающей компанией в 461 млн. т со средним содержанием 2,5% (до 5%) Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. При современном мировом потреблении ниобия запасов данного месторождения хватит на 500 лет.

Ценный минерал представлен бариевой разновидностью пирохлора (пандаит, с 64% Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и 0,2% Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, плотностью  $4,0$  г/см<sup>3</sup>). Пирохлор тонковкрапленный, основным методом его извлечения является флотация. Схема обогащения включает последовательное дробление руды до  $50$  мм,

измельчение до 0,1 мм в шаровой мельнице в замкнутом цикле с четырьмя гидроциклонами диаметром 500 мм, электромагнитную сепарацию с малой интенсивностью магнитного поля для выделения магнетита, трехстадийную дещламацию последовательно в трех батареях гидроциклонов диаметром 380, 100 и 25 мм и раздельную флотацию крупно- и мелкозернистых песков гидроциклонов (слив последней батареи – отвальный). Пироксоловый флотационный концентрат, содержащий фосфор, серу, свинец, фильтруется, смешивается с негашеной известью и хлористым кальцием, прокаливается при температуре 800°C, охлаждается и выщелачивается 5%-ной соляной кислотой при соотношении масс твердое жидкое около 1:1. Исходный флотоконцентрат содержит 55-60%  $Nb_2O_5$ , после химической доводки 59-65%, содержание  $Fe_2O_3$ , урана и тория не снижается, фосфора – снижается с 0,3-0,8 до 0,05-0,10, серы – с 0,02-0,2 до 0,01-0,05, свинца – с 0,2-1,0 до 0,01-0,05, ВаО - с 15-18 до 1-3%.

Производительность обогатительной фабрики 3,5 тыс. т руды, цеха прокаливания и выщелачивания 150 т в сутки. В год получают около 42 тыс. т пироксолового концентрата с 60%  $Nb_2O_5$ , извлечение ниобия находится на уровне 85-90%.

Обогащение лопаритовых руд включает обычно гравитационные методы по классическим схемам наиболее крупных выделений лопарита и последующую флотацию шламов. Принципиальная схема флотации лопарита из шламов включает предварительную флотацию апатита, коллективную лопарит-эпиринтовую флотацию с последующей депрессией эпирина щавелевой кислотой и гексаметафосфатом натрия. Для лопаритовых шламов применяется и высокоградиентная электромагнитная сепарация (Механобр).

Обогащение урансодержащих танталонниобатов (фергусонит, эвксенит, поликраз, самарскит, эпинит, менделеевит, бетафит) проводится с использованием гравитационных, флотационных методов, а также радиометрической, магнитной и электрической сепараций. Россыпи отрабатывают драгами, промывочными стационарными и передвижными установками, первичное обогащение проводят на отсадочных машинах, винтовых и конусных сепараторах, струйных концентраторах, концентрационных столах. Мелковкрапленные коренные руды обогащаются с использованием флотации.

Обогащение техногенных россыпей (отвалов обогатительных фабрик) становится важным источником получения редкометалльной продукции. На фабрике "Берник-Лейг" (Канада), например, организована переработка лежалых хвостов, содержащих от 0,061 до 0,088%  $Ta_2O_5$  в виде танталита. Были получены концентраты, содержащие 25%  $Ta_2O_5$  при извлечении до 50%. Показана возможность получения из лежалых хвостов редкометалльной фабрики по магнитно(высокоградиентная сепарация)-гравитационной (шламовое оборудование) схеме кондиционных танталового и оловянного концентратов и извлечение 60 и 80% соответственно.

Доводка черновых редкометалльных концентратов является сложной задачей, так как эти концентраты представлены широким набором ценных, вредных и породообразующих минералов нередко с близкими технологическими свойствами и Тесной взаимной ассоциацией. Используются самые разнообразные сочетания фактически всех методов обогащения, а также гидрометаллургические и биохимические процессы выщелачивания.

Для обеспечения оптимальных условий работы доводочного оборудования черновые концентраты доизмельчают до -2(3), чаще -1,0(0,5) мм в условиях, обеспечивающих минимальное переизмельчение ценных ми-

нералов (контрольное и поверочное грохочение, специальное дробильно-измельчительное оборудование).

Загрязняющие концентраты легкие породные минералы отделяются гравитационными методами (обычно мокрые и пневматические концентрационные столы). Электромагнитной сепарацией разделяются: в магнитную фракцию, получаемую при напряженности магнитного поля до 80 тыс. А/м – магнетит, железный технологический скрап, пирротин, сильномагнитные разности ильменита; при напряженности до 400 тыс. А/м в магнитные фракции извлекаются лимониты, оставшийся ильменит, сидерит, хлорит, биотит, сильномагнитные разности (железо и марганецсодержащие) гранатов и амфиболов, ильменорутил, вольфрамит; при напряженности до 1,2 млн А/м – колумбит, колумбитизированный пирохлор, редкоземельный пирохлор и пирохлор с микровключениями железосодержащих минералов, танталит, воджинит, фергуссонит, тапиолит, поликраз, эвксенит, самарскит, стрюверит, монацит, ксенотим, ферротрит, турмалин, сфен, остальные гранаты, биотит и гематит, железосодержащие алюмосиликаты (амфиболы, пироксены), наиболее магнитные разновидности гатчеттолита, эпшинита, бетифита, микролита, лопарита, кнопит, касситерита; в немагнитных фракциях остаются пирохлор (включая пандайт), кварц, полевые шпаты, апатит, берилл, оставшийся микролит, торолит, симсонит, перовскит, циркон, касситерит.

Электрической сепарацией в непроводящую фракцию извлекаются эвксенит, самарскит, поликраз, фергуссонит, гатчеттолит, кнопит, перовскит, микролит, циркон, шеслит, монацит, ксенотим, торит, берилл, апатит, слюды (мусковит, флогопит), турмалин, кварц, полевые шпаты, гранаты, амфиболы, пироксены; в проводящую – колумбит, танталит, воджинит, тапиолит, стрюверит, торолит, симсонит, менее проводящие пирохлор, лопарит, бетифит, гатчеттолит, а также железосодержащий касситерит, вольфрамит, ильменит. Танталониобаты из-за своего нестабильного состава имеют "размытые" границы значений магнитной восприимчивости и электропроводности, поэтому приведенные выше сведения весьма условны.

Флотацией материала мельче 0,2 мм и флотогравитацией более крупного материала выделяются сульфидные минералы, апатит, другие фосфаты, берилл, слюды и другие алюмосиликаты, возможно и танталониобаты, циркон, берилл. В процессе доводки черновых концентратов широко применяются методы химического обогащения: гидрометаллургическая обработка для удаления гидроксидов железа, других окисленных минералов, карбонатов, радиоактивных образований, селективное хлорирование бедных концентратов, обжиг карбонатов, восстановительный или окислительный обжиг (для изменения магнитной восприимчивости и флотационных свойств минералов). Обжиг, а также ультразвуковая обработка используются для очистки поверхности минералов перед обогащением, направленного изменения их технологических свойств и для удаления оставшихся примесей (фосфора, мышьяка, урана и т.д.).

Извлечение ценных компонентов в процессе доводки зависит от вещественного состава руд и соответственно черновых концентратов. В первую очередь оказывает влияние размер выделений и минеральная форма танталониобатов. Так, при доводке крупновкрапленных танталитовых концентратов извлечение тантала находится на уровне 90-95%, а концентратов с мелкокрапленным пирохлором извлечение ниобия может составлять всего лишь около 70%.

Совершенствование технологии обогащения редкометаллических руд (включая и последние разработки ВИМСа) проводится в следующих направлениях.

1. В работе были проанализированы, обобщены и выбраны методы интенсификации процессов рудоподготовки: методы разрушения и предварительного разупрочнения руды с целью повышения селективности измельчения тонковкрапленных редкометаллических руд. Апробирована и рекомендована для эффективного измельчения конусная инерционная дробилка в сочетании с предварительным разупрочнением руды термическим методом при температуре 500С°.

2. Облагораживание руды перед собственно обогащением различными приемами радиометрической сортировки и сепарации, тяжелосредным обогащением, комбинациями этих методов крупнокускового обогащения. В ряде случаев возможно получение при этом промпродуктов для химикометаллургической переработки, реже – кондиционных концентратов.

3. Снижение переизмельчения хрупких танталонниобатов с использованием конусно-инерционных, молотковых и валковых дробилок, мельниц с разгрузкой через решетку, тихоходных с двусторонней загрузкой, специальных методов разрушения (электрогидравлические и др.).

4. Рационализация схем первичного обогащения за счет обогащения неклассифицированной руды с многократными перечистками хвостов и сочетанием гравитационных аппаратов с различными принципами разделения, или отделения немагнитного пирохлора от магнитных породообразующих минералов по предложению специалистов ИМГРЭ.

5. Развитие схем обогащения шламов за счет применения новейшего гравитационного оборудования (орбитальные и центробежные аппараты), совершенствования режимов подготовки к флотации, комбинирования различных методов обогащения.

6. Использование предварительной ультразвуковой обработки для улучшения показателей флотации, электрического и даже электромагнитного и гравитационного обогащения. Анолитная обработка перед флотацией.

7. Разработан метод предварительной магнетизации руды сильномагнитным тонкодисперсным веществом (магнетит, маггемит), обеспечивающий повышение извлекаемости парамагнитных и слабомагнитных минералов при электромагнитной сепарации.

8. Вместо гравитационного обогащения предложена схема сухой электромагнитной сепарации для первичного обогащения, включающая специальную рудоподготовку на КИДе с предварительным термическим разупрочнением руды, контрольную магнитную сепарацию немагнитных фракций, электростатическую сепарацию немагнитных фракций для выделения в концентрат калиевых полевых шпатов с модулем  $>2$ , концентрацию на столе магнитных фракций для выделения в хвостах стола литиевого концентрата (лепидолита или циннвальдита). Метод сухой электромагнитной сепарации в сильном поле был проверен на редкометаллических рудах различного состава: колумбит-цирконовый, пирохлор-цирконовый, фергусонит-цирконовый, танталит-касситеритовый, танталит-колумбит-микролитовый, а также на вольфрамитовых рудах.

9. Включение в схемы первичного обогащения и доводки операций выделения радиоактивных продуктов. Радиоактивность руд обуславливается активностью самих танталонниобатов и присутствием собственно урановых и ториевых минералов (ферроторит, бетафит, самарскит, эшинит, монацит). Снижение активности конечных продуктов достигается выделением при обогащении (в основном в цикле доводки) радиоактивных минералов и

выщелачиванием танталониобатов. В обоих случаях возможно получение ториевых и урановых концентратов, монацитового и иных продуктов.

10. Для сложных низкосортных тонковкрапленных руд применяется комплекс процессов при измельчении мельче 70 мкм: магнитная сепарация – при низкой интенсивности магнитного поля извлекается магнетит, при высокой – редкоземельные и редкометалльные минералы, эта фракция затем доводится флотацией.

11. Для особо мелкодисперсных образований, включая существенно измененные коры выветривания первичных карбонатитов, разработаны научно-методические основы, успешно реализованные на ряде сложных объектов, двухстадийного процесса, включающего механохимическое диспергирование с последующей селективной флокуляцией и флотацией флокул ценных компонентов.

Весьма перспективным для повышения эффективности различных методов обогащения является направленное изменение физико-химических свойств разделяемых минералов (ультразвуковое и электроимпульсное воздействие, облучение, прокаливание в окислительной (восстановительной) среде, кислотная и щелочная обработка).

Оптимальной считается безотходная и бессточная технология комплексного использования редкометалльных руд. Такая технология уже реализуется для редкометалльных пегматитов и гранитов, когда в индивидуальные товарные продукты извлекаются все минеральные составляющие руды: колумбит-танталит или пирохлор, берилл, слюды, полевые шпаты, кварц, а для криолитсодержащих гранитов – криолит, возможна для лопарит-апатитовых руд. Менее благоприятным объектом являются карбонатиты; по схеме с предварительным обжигом возможно использование получаемого известкового молока, а по традиционным схемам – использование твердых карбонатных хвостов, в обоих случаях попутно извлекается апатит.

В процессе доводки черновых концентратов в товарную продукцию извлекаются многие акцессорные для данных руд минералы: касситерит, циркон, илменит, редкоземельные минералы, магнетит.

При химико-металлургической переработке концентратов обогащения редкометалльных руд получают дополнительные товарные продукты элементов, образующих микроминеральные формы или не образующих минеральных форм вообще (редкие земли из лопарита, возможно из апатита, литий из слюд, олово и вольфрам из танталита-колумбита, титан из многих редкометалльных концентратов). Оптимальные условия для бессточной технологии обеспечивают схемы обогащения, использующие мокрые гравитационные и магнитные методы, обуславливающие возможности полного внутреннего и/или внешнего (из хвостохранилищ) водооборота. Бессточность флотационных процессов обеспечивается пооперационным водооборотом и/или обезвреживанием стоков. В этом случае предпочтительны различные сухие процессы (гравитационные столы и пневмосепараторы, радиометрическая, электромагнитная, электрическая сепарация).

Исследования влияния методов рудоподготовки, сухой электромагнитной сепарации и электростатической сепарации проводились на танталит-колумбит-микролитовых и вольфрамитовых рудах Орловского ГОКа.

В результате было установлено, что при одностадийном обогащении руд крупностью -0,5 мм по гравитационной и магнитной схемам извлечение тантала повышается с 31,5% (гравитация) до 72% (магнитная схема) при использовании валковой дробилки. При использовании конусной инерционной дробилки извлечение тантала повышается до 77,8%. Применение пред-

варительного термического разупрочнения руды и измельчение на конусной инерционной дробилке повышает извлечение тантала в магнитную фракцию при одностадийном обогащении до 86,8 %. При этом в отвал было выделено 88% хвостов с содержанием металла 0,003% из исходной руды с содержанием 0,02%  $Ta_2O_5$ .

Аналогичные закономерности были выявлены при обогащении вольфрамитовых руд. При одностадийном электромагнитном обогащении при использовании специальной рудоподготовки в магнитную фракцию было извлечено 95,6%  $WO_3$ , в отвал выделено 86,5% хвостов с содержанием 0,015%  $WO_3$  из руды с содержанием  $WO_3$  – 0,295%. Был одновременно получен товарный вольфрамовый концентрат при извлечении около 70%.

Изучен метод предварительной магнетизации исходной руды тонкодисперсным сильномагнитным веществом, позволяющий значительно повысить магнитную восприимчивость парамагнитных и слабопарамагнитных минералов. Эффективность метода проверена и подтверждена на фергусонит-цирконовом минеральном комплексе.

Для обогащения хвостов электромагнитной сепарации разработана технология извлечения калиевых полевых шпатов, основанная на использовании электростатической сепарации, осуществляемой на коронном электрическом сепараторе при работе только отклоняющего электрода при отрицательном знаке заряда, напряжении 15 кв. и предварительном подогреве питания до 200С°.

Таким образом, разработка схемы сухой рудоподготовки и сухой электромагнитной сепарации для первичного обогащения обеспечивает возможность применения сухих методов извлечения калиевых полевых шпатов и, в конечном счете, комплексное обогащение сырья.

На основании проведенных исследований для первичного обогащения редкометалльных руд рекомендуется схема сухой электромагнитной сепарации с обязательным применением специальной рудоподготовки. Для повышения извлекаемости слабопарамагнитных полезных минералов (пироклора, циркона, касситерита и т.д.) целесообразно применять предварительную сухую магнетизацию сильномагнитными веществами.

Предложенные рекомендации по совершенствованию схемы первичного обогащения редкометалльных и вольфрамовых руд позволяют:

1. Значительно повысить извлечение редких металлов и вольфрама (на 15-20%) в черновые концентраты, получать из вольфрамовых руд при одностадийном обогащении товарные концентраты при высоком извлечении (70%).

2. Обеспечить комплексное обогащение руд при попутном получении литиевого и калийполевошпатового концентратов.

3. Исключить из технологии первичного обогащения больших объемов мокрых процессов, что снижает опасность отравления окружающей среды и, прежде всего водного бассейна, тяжелыми металлами. Этому способствует также низкие содержания извлекаемых металлов в сухих отвалах (0,003-0,004%  $Ta_2O_5$  и 0,018-0,015%  $WO_3$ ).

4. Упростить схему первичного обогащения, что обеспечит значительное снижение капитальных затрат при сооружении фабрик и хвостохранилищ, а также эксплуатационных затрат при отработке месторождения. Снизятся затраты на исследовательские работы при технологической оценке руд на ранней стадии разведки.

5. Использование разработанной технологии первичного обогащения будет способствовать расширению минерально-сырьевой базы редких

металлов и вольфрама за счет труднообогатимых руд, а также сокращению количества одновременно эксплуатируемых месторождений.

6. Для сохранения высокого извлечения металлов, достигнутого на стадии первичного обогащения, особенно для редкометальных руд, следует продолжить поиск альтернативных технологий для доводки черновых концентратов. Нам представляется, что такой альтернативой могут быть химико-технологические методы.

Оптимальность технологии обогащения редкометальных руд определяется на самых ранних стадиях геологоразведочного процесса (прогнозирование), а затем и экспериментальными исследованиями потенциальных руд на основе их вещественного состава.

Технологические свойства руд изучаются в лабораторных и полупромышленных условиях на минералого-технологических, малых технологических, лабораторных, укрупненно-лабораторных и полупромышленных пробах. Для труднообогатимых или новых типов руд, опыт переработки которых отсутствует, технологические исследования руд и, в случае необходимости, продуктов их переработки должны проводиться по специальным программам, согласованным с заинтересованными организациями.

Минералого-технологическими и малыми технологическими пробами, отобранными по определенной сети, характеризуются все природные разновидности руд, выявленные на месторождении. По результатам их испытаний проводится геолого-технологическая типизация руд месторождения с выделением промышленных (технологических) типов и сортов, изучается пространственная изменчивость вещественного состава, физико-механических и технологических свойств руд в пределах выделенных промышленных (технологических) типов и составляются геолого-технологические карты, планы и разрезы.

На лабораторных пробах изучаются технологические свойства всех выделенных промышленных (технологических) типов руд в степени, необходимой для выбора оптимальной технологической схемы их переработки и определения основных технологических показателей.

Полупромышленные технологические пробы служат для проверки технологических схем и уточнения показателей переработки руд, полученных на лабораторных пробах.

Полупромышленные технологические испытания проводятся предприятием в соответствии с программой технологических исследований совместно с организацией, обладающей лицензией на данный объект, и согласованной с проектной организацией и организацией-разработчиком месторождения.

В результате исследований технологические свойства руд определяют с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, достаточных для проектирования технологической схемы их переработки с комплексным извлечением содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение.

Промышленные (технологические) типы и сорта руд характеризуют соответствующими, предусмотренными кондициями, показателями, определяются основные технологические параметры обогащения (выход концентратов и их характеристика, извлечение ценных компонентов в отдельных операциях, сквозное извлечение и др.). Качество продуктов переработки должно соответствовать существующим стандартам и техническим условиям. Для некондиционных концентратов проводятся исследования по химико-металлургической переработке с получением продуктов, непосредственно используемых промышленностью, или для дальнейшей переработки обычными методами.

Для попутных компонентов необходимо выяснить формы нахождения и составить товарный баланс их распределения в продуктах обогащения и пердела концентратов, а также установить условия, возможность и экономическую целесообразность их извлечения. Должна быть изучена возможность предварительного обогащения (сортировки) руд, использования оборотных вод и отходов, получаемых при рекомендуемой технологической схеме переработки минерального сырья, даны рекомендации по очистке потоков. Другие полезные ископаемые, образующие во вмещающих и перекрывающих породах самостоятельные залежи, изучаются в степени, позволяющей определить их промышленную ценность и область возможного использования.

Собственно цикл технологических исследований редкометаллических руд для определения возможности и способов их промышленного использования должен включать три блока исследований:

- изучение вещественного состава с целью определения основных направлений создания оптимальной технологии переработки руд;
- разработку промышленной технологии переработки руд, обеспечивающей экологически безопасную комплексную (максимально безотходную и бессточную) переработку;
- определение наличия и пространственного распределения в массиве месторождения технологических (промышленных) типов и сортов руд.

Изучение вещественного состава включает определение номенклатуры потенциальных полезных, вредных, шлакообразующих и иных Компонентов (обычно полуколичественным спектральным и силикатным анализами) с уточнением количественного и фазового содержания тех из них, которые могут представлять промышленный интерес. Обязателен не только минеральный состав, но и поминеральный баланс распределения ценных компонентов. Необходимо изучение технологических свойств минералов и различных генераций одного и того же минерала. Например, особенности кристаллического строения пироксенов влияют на распределение его по гравитационным, магнитным и электромагнитным фракциям, известно также, что колумбитизация пироксенов, микровключения в него темноцветных породных минералов (амфиболы, пироксены) существенно повышают его магнитную восприимчивость. Колумбит одного месторождения представлен двумя резко различными по технологическим свойствам разновидностями: кристаллической с достаточно высокой плотностью и твердостью; с пониженной плотностью псевдоморфозой по пироксену, состоящую из мельчайших кристалликов колумбита в теснейшей ассоциации с бастнезитом, торитом, реликтами пироксенов и полевых шпатов, теряющей при обогащении со шламами.

Танталонийобитые руды вновь разведываемых месторождений в большинстве случаев относятся к разряду труднообогащаемых. Это объясняется широким диапазоном вкрапленности ценных минералов с преобладанием тонкой, естественной или приобретенной в процессе изменений хрупкостью, что предопределяет потери со шламами 15-20% и более, относительно невысокой плотностью таких минералов как пироксен и лопарит, непостоянством состава и технологических свойств танталонийобитых, наличием в рудах сопутствующих тяжелых минералов. Сильно ухудшают технологические свойства руд процессы гипергенного и тектонического изменения, снижая прочность ценных минералов, вызывая изменение состава, ожелезнение поверхности минералов. В результате извлечение танталонийобитых в товарные концентраты на уровне 50-70% в ряде случаев считается вполне

приемлемым, а выше 80% – весьма высоким. С целью повышения извлечения ценных компонентов с учетом вещественного состава руд ведется постоянная работа в двух направлениях: совершенствование схем обогащения действующих фабрик и создание оптимальной технологии переработки руд новых месторождений, подготавливаемых к промышленной эксплуатации; повышение эффективности первичного обогащения руд и доводки концентратов, снижение ошламования и повышение эффективности обогащения шламов, создание экологически чистых технологий.

При разработке промышленной технологии переработки руд должны быть определены возможности крупнокускового обогащения (селективная добыча по данным контрастности руд в массиве месторождения, сортировка добытой руды в транспортных емкостях и собственно сепарация руд). Для редкометалльных руд, характерных чрезвычайно низким содержанием ценных компонентов, применение крупнокускового обогащения особенно целесообразно. Собственно обогащение редкометалльных руд предусматривает два цикла: основной с получением чернового (как правило, коллективного) концентрата и его доводку. Особое значение приобретает соотношение гравитационных и флотационных методов обогащения руд.

Основным процессом извлечения тяжелых минералов редких металлов традиционно считался гравитационный. На предпочтение гравитационным методом обогащения сказывались низкие флотационные свойства этих минералов, в основном низкая селекция от сопутствующих породных минералов, и затраты. Например, флотационное обогащение шламов в 2,5 раза дороже, чем гравитационное, в основном за счет стоимости реагентов и высоких энергозатрат. Однако в последнее время в связи с вовлечением в эксплуатацию руд с тонковкрапленными, часто легкими редкометалльными минералами и созданием новых реагентов флотация получает все более широкое распространение и не только шламов. Данная тенденция хорошо иллюстрируется примером исключительного использования гравитационного обогащения для извлечения тяжелого крупновкрапленного колумбита месторождения Плато-Джос и флотацию тонковкрапленного легкого пирохлора месторождения Араша.

В настоящее время часто целесообразным является сочетание гравитационного извлечения наиболее крупных и/или тяжелых минералов с последующим доизмельчением и флотацией более мелких и/или легких редкометалльных минералов.

Редкометалльные руды являются благоприятным объектом для создания комплексной и безотходной технологии. Кроме собственно танталонниобатов, часто извлекаются другие редкометалльные минералы (например, циркон, берилл), а также слюды, полевые шпаты, кварц, сульфидные минералы, а в последнее время и весьма дефицитный для алюминиевой промышленности криолит. Поэтому без глубоких исследований этого вопроса промышленное использование редкометалльных руд недопустимо. Также должна быть определена возможность промышленной утилизации отходов обогащения.

Действующими инструктивными материалами по подготовке разведанных запасов к промышленному использованию предусмотрены в качестве обязательных требований к изученности наличия технологических (промышленных) типов и сортов руд, связи их с природными типами и закономерностями пространственного расположения в массиве месторождения. Эти вопросы решаются при геолого-технологическом картировании месторождений, проводимого по утвержденным общим и специальным для редкометалльных месторождений методическим материалам.

### 1.3. Разработка комбинированной схемы обогащения техногенного полевошпатового сырья.

Выполнены исследования по обогащению техногенного кварц-полевошпатового сырья на примере руд месторождения Куру-Ваара.

На первом этапе исследований изучен вещественный состав пегматитов (продукт ручной рудоразборки, направляемый в отвал рудника, класс крупности -50 мм), определено распределение основных минералов рудного комплекса со классам крупности. Установлена четко выраженная тенденция увеличения содержания "микроклина чистого" по мере уменьшения класса крупности в диапазоне от 50 до 1 мм. В классе -1 мм резко возрастает содержание вредных минеральных примесей – биотита, плагиоклаза, кварца.

На втором этапе исследования возможность использования рентгенолюминесцентной сепарации (РАС) для решения различных технологических задач, установлена связь между эффективностью их решения и выбором оптимальной крупности разделения. Показано, что выделение товарных микроклиновых продуктов марки КППК может осуществляться в широком диапазоне крупности – от 200 до 8 мм. Для классов -50+8 мм возможно решение всего комплекса технологических задач, включающего получение микроклинового концентрата высшего качества и плагиоклазового продукта. Проведены углубленные исследования по выбору "окна селекции" с использованием широкого набора светофильтров. Оценена эффективность различных разделительных признаков. Установлено, что комплексный признак "□" обеспечивает наиболее высокие показатели по микроклину. При выделении плагиоклаза максимальный результат достигается с помощью алгоритма "η", учитывающего соотношение интенсивности РА в двух спектральных областях.

На третьем этапе исследований разработана комбинированная схема обогащения с выделением микроклина и плагиоклаза в виде мономинеральных продуктов, соответствующих по основным параметрам (содержание оксидов калия и натрия и их соотношению) существующим условиям с кондиционированием полученных продуктов по примесям (железосодержащие минералы, кварц). Показана возможность и целесообразность решения первой задачи на стадии крупнукусового обогащения, в частности, с помощью рентгенолюминесцентной сепарации. При решении второй задачи обоснована необходимость использования сухих методов глубокого обогащения, в частности, электромагнитной и электростатической сепарации для удаления железосодержащих минералов и кварца. Установлена возможность формирования конечного микроклинового концентрата заданного качества путем получения разномодульных продуктов обогащения и их спихтовки.

На четвертом этапе исследований разработана технология электромагнитной и электростатической сепарации класса крупности -3 мм, не обогащаемого рентгенолюминесцентным методом с грохочением исходного материала на классы крупности -3+0,5 и -0,5 мм и последующей их переработкой по отдельным технологическим схемам: для класса крупности -3+0,5 мм – с измельчением на конусной инерционной дробилке с предварительным термическим разупрочнением руды, грохочением на классы крупности -0,5+0,2; -0,2+1; -0,1+0,074 и -0,074 мм, электромагнитной и электростатической сепарацией: для класса крупности -0,5 мм – с грохочением, электромагнитной и электростатической сепарацией. Проведены исследования влияния различных способов предварительной обработки (из-

мельчение на валковой и конусной дробилке, с предварительным термическим разупрочнением, ультразвуковой обработкой).

Разработана комбинированная схема обогащения основных типов руд техногенного месторождения. Испытаны различные варианты технологии РАС, электромагнитной и электростатической сепарации: первый с выделением высокомодульных - кусковых концентратов РАС и молотых концентратов электромагнитного обогащения промпродукта РАС и класса крупности  $-3+0,5$  мм исходной руды, второй и третий – с измельчением и электромагнитным обогащением всех микроклиновых продуктов РАС, четвертый – с измельчением, электромагнитной и электростатической сепарацией продуктов РАС, а также классов крупности  $-3+0,5$  и  $-0,5$  мм исходной руды. По четвертому варианту схемы получены наиболее высокие технологические показатели: выделены микроклиновые концентраты высоких сортов ПШМ 0,15-3 и КПШМ 0,2-3 с общим выходом более 60%, а также плагиоклазовый концентрат марки КПШМ 0,2-0,5.

На основании проведенных исследований разработан проект методических рекомендаций по обогащению техногенного полевошпатового сырья.

#### 1.4. Разработка новой технологии обогащения тонковкрапленных руд цветных и редких металлов, отличающейся более высокими технологическими и экологическими показателями

Проведены исследования на макете электроплазменной установки ИТЭФ и разработана технология электроплазменной дезинтеграции руд, отличающаяся селективностью раскрытия и изменения свойств минералов, пониженным пламообразованием (в 2-2,5 раза ниже, чем у механических методов дезинтеграции).

Изучены некоторые электрофизические свойства минералов (электропроводность, магнитная восприимчивость), проведен микрозондовый анализ (локальный рентгеноспектральный). Обнаружено значительное изменение свойств сульфидов и их химического состава под воздействием электроплазмы, что свидетельствует о глубоких преобразованиях в минералах: изменение знака магнитной восприимчивости, типа проводимости и др. явления.

Как принципиально важный результат эти преобразований – впервые отмечено более низкое содержание галенита в шламе по сравнению с рудой (а ведь галенит – наиболее хрупкий ценный минерал из изученного комплекса). В итоге проведенных исследований разработана новая технология обогащения руд цветных металлов (свинцово-цинковых), отличающаяся большей экологичностью и несколько (на 3-5% отн.) более высоким извлечением ценных компонентов:

Разработанная технология основана на:

- высокой селективности раскрытия минералов;
- низком пламообразовании ценных компонентов;
- увеличении различия в свойствах разделяемых минералов под действием электроплазмы.

Очень важен последний фактор. Например, ни по каким признакам (кроме, разумеется, флотационного) невозможно отделить сфалерит от барита. Переход сфалерита из диамагнетиков в парамагнетики под действием электроплазмы позволил с успехом применить магнитную сепарацию при селекции сфалерита от барита. Более высокие показатели получены и при обогащении редкометальной руды после ее электроплазменной дезинтеграции.

Данные исследований использованы при работе с камнесамоцветным сырьем (цавариты, кимберлиты, рубелиты и др.), что позволило обеспечить их почти 100%-ную сохранность при раскрытии сростков.

1.5. Обобщение результатов технологических исследований, выполненных на титаносодержащих песках различного состава и хромовых рудах для последующей разработки типовых схем обогащения с целью расширения сырьевой базы этих дефицитных полезных ископаемых

#### *Титаносодержащие пески*

Россыпи обычно содержат, кроме ильменита и рутила, циркон, монацит, магнетит, гранат и др. Россыпи обогащаются в два этапа:

- первый – выделение всех тяжелых минералов (ильменит, рутил, циркон, монацит и др.) в черновой коллективный концентрат обычно гравитационными методами;

- второй – доводка черновых коллективных концентратов с целью получения высококачественных мономинеральных концентратов. В схемах доводки применяют электромагнитную и электрическую сепарацию, гидравлическую и пневматическую концентрацию на столах.

Особенностями титаносодержащих песков отечественных месторождений по сравнению с зарубежными являются:

- более высокая тонкозернистость минералов титана и циркона, преобладающая крупность которых составляет  $-0,1+0,04$  мм, а в некоторых случаях –  $-0,07+0,03$  мм;

- пески значительно более бедные по содержанию суммы тяжелых минералов;

- повышенное содержание вредных примесей, таких как хрома, железа (Лукояновское месторождение), фосфора (Липецкое, Брянская обл.), последний присутствует в виде оболочек на зернах полезных минералов.

Усовершенствование технологии переработки титаносодержащих песков следует проводить в следующих направлениях:

- применение современной гравитационной аппаратуры для обогащения тонких классов песков;

- использование флотации в основном и доводочных циклах;

- применение в доводке черновых концентратов ультразвуковой обработки, оттирки, обдирки, обработки реагентами для восстановления первоначальных физических свойств минералов, усиления различий в их технологических свойствах, что позволит более эффективно проводить их селекцию;

- внедрение гидрометаллургических способов переработки черновых коллективных концентратов со сложным минеральным составом.

Для промышленного освоения титаносодержащих россыпей могут быть рекомендованы, как месторождения среднерусской платформы (Лукояновское, Центральное Тамбовской обл.), так и Западной Сибири (Туганское, Тарское) после соответствующих сравнительных технико-экономических расчетов по каждому месторождению.

#### *Хромовые руды*

Сырьевая и добывающая база хромовых руд РФ, сосредоточенная в Пермской области (Сарановская группа месторождений), отличается невысоким качеством и обеспечивают потребности промышленности лишь на 12% (в основном, огнеупорные и химические отрасли). Для решения про-

блемы обеспечения различных отраслей промышленности (металлургической, огнеупорной, химической) России хромовыми рудами необходимо создание новых добывающих центров этих руд. Отсутствие в РФ высококачественных хромовых руд обуславливает необходимость проведения поисковых минерально-сырьевых баз хрома; стимулирует развитие работ, направленных на разработку новых эффективных, конкурентноспособных технологий обогащения и переработки хромовых руд, а также на создание базовых (типовых) схем обогащения хромовых руд различных формаций для экспрессной и достоверной технологической и промышленной оценки новых месторождений этих руд на ранних стадиях геологоразведочных работ.

Анализ и обобщение практики обогащения и технологических исследований, выполненный на хромовых рудах и изложенный в настоящей статье, являются первым шагом на пути создания базовых схем обогащения одного из наиболее дефицитных видов минерального сырья – хромовых руд, а именно:

1. Основным источником хрома являются хромовые руды, которые бывают сплошными и вкрапленными. Вкрапленные руды по количеству рудных зерен делятся на густовкрапленные, средневкрапленные редко- и обоготвкрапленные.

Единственным промышленным минералом хрома является хромшпинелид. Состав природных хромшпинелидов широко варьирует, но промышленность потребляет лишь маложелезистые разновидности руд – хромит, алюмохромит и хромпикотит. Состав руд определяется, в основном, составом хромшпинелида и его содержанием в руде. К промышленным относятся преимущественно сплошные и густовкрапленные руды с высоким содержанием оксида хрома и благоприятным отношением  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  к  $\text{FeO}$ , пригодные для всех отраслей промышленности, потребляющих хромиты, а также бедные разновидности таких руд, используемые для извлечения из них концентратов.

2. В соответствии с основными областями потребления хромовые руды традиционно делятся на три промышленных типа: металлургический, огнеупорный, химический. Требования промышленности к качеству хромовых руд устанавливаются для каждого промышленного типа руд. Однако они могут изменяться в соответствии с состоянием рынка и успехами в технологиях обогащения и переработки хромитов.

3. Все месторождения хромовых руд (отечественные и зарубежные) с учетом их генезиса могут быть отнесены к четырем основным формациям: стратиформные рудные тела базальтоидной формации, альпинотипные рудные тела офиолитовой формации, коры выветривания и россыпи.

Хромитовые месторождения различных формаций отличаются закономерностями размещения, характером связи хромшпинелида с вмещающими породами, составом руд, определяющим их промышленную значимость. Ведущую роль в мировых запасах и добыче играют эндогенные формации хромитовых месторождений, при этом среди зарубежных – стратиформные (доля запасов хромовых руд этой формации более 80%, без учета стран СНГ). Изменчивость содержаний оксида хрома в рудах всех формаций определяется двумя факторами: густотой вкрапленности хромшпинелида и одновременно, но в меньшей степени, зависимостью состава хромшпинелида от его количества в руде.

4. В настоящее время более 30% товарных хромовых руд, добываемых за рубежом, и около 20% продукции республик СНГ от общего количества товарных руд представлено концентратами. В связи с недостатком на мировом рынке высокосортных хромовых руд и вовлечением в эксплуатацию

бедных руд широко развиты поиски рациональных методов обогащения бедных руд и окомкования мелких концентратов. Обогащение хромовых руд решает следующие задачи: создание рациональных схем обогащения бедных руд; обогащение руд некондиционных по содержанию вредных примесей (серы, фосфора, извести и др.); обогащение богатых руд для повышения их сортности или получения суперконцентратов. Однако основной задачей является обогащение бедных руд. Разработка схем обогащения таких руд, содержащих менее 30%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , но с металлургическим типом хромшпиннелида, является общеотраслевой задачей технологических исследований с целью перевода бедных сортов руд в промышленные категории.

5. Как показала практика обогащения хромовых руд для улучшения их качества применяют различные методы: рудоразборку, гравитацию, флотацию, электромагнитную сепарацию в полях различной напряженности, термохимико и др. В последнее время появились исследования по использованию радиометрических методов обогащения и селективного раскрытия минералов. Выбор метода обогащения определяется составом руды, размером вкрапленности хромшпиннелида и его составом. Сплошные руды требуют иногда лишь просто рудоразборки; для вкрапленных — применяют собственно обогатительные процессы, причем часто не один метод, а их комбинацию. Предпочтение отдают гравитационным методам, которые позволяют получать концентраты разной крупности для различных отраслей промышленности. Значительная разница плотностей хромшпиннелида и силикатных породообразующих при преобладании густовкрапленных типов руд выдвигает на первое место обогащение в тяжелых суспензиях. Руда меньшей крупности может успешно обогащаться на отсадочных машинах, винтовых сепараторах, концентрационных столах, вихревых гидроциклонах.

При обогащении средневкрапленных, и особенно, редко- и убоговкрапленных руд, когда размер вкрапленности хромшпиннелида уменьшается до долей мм, только применение сложных схем, включающих сочетание различных методов, позволяет достичь приемлемых показателей обогащения. Для доизвлечения хромшпиннелида из тонких классов используют флотацию, и все больше в последнее время — высокоинтенсивную электромагнитную сепарацию.

Руды альпинотипных хромитовых месторождений, отличающиеся крупной зернистостью и нередко таксировой текстурой, обычно подвергаются нескольким операциям обогащения, включающим и крупнокусковое обогащение. Руды стратиморфных месторождений, обладающие тонкой зернистостью, требуют преимущественно тонкого извлечения, обогащаются по более простым схемам, но для них потери хромшпиннелида со шламами значительнее.

6. В последнее время появились работы, посвященные применению радиометрических методов для предварительного обогащения хромовых руд. Методы радиометрического обогащения на стадии крупного дробления целесообразны, когда хромовые руды отличаются контрастностью, неоднородностью строения — богатые руды чередуются с бедными и нерудными породами. Это относится, главным образом, к рудам альпинопиритных формаций. С помощью радиометрической сепарации можно решить следующие основные технологические задачи: удаление отвальных хвостов; выделение качественных хромитовых концентратов; разделение массы руды на сорта, с получением, например, концентрата для огнеупорной промышленности и продуктов, направляемых на доводочные операции глубокого обогащения.

7. При разработке схем обогащения необходимо обращать внимание как на получение кондиционных высококачественных концентратов, так и на максимально возможную концентрацию хромшпинелидов в черновом концентрате ( $\text{Cr}_2\text{O}_3 > 32\%$ ), которая должна осуществляться по простым схемам для использования в огнеупорной промышленности.

Необходимо отметить, что хвосты обогащения хромовых руд, а также убогие руды, обогащение которых нецелесообразно, представляют интерес, как высокомагнезиальное сырье для производства форстеритовых и хромфорстеритовых огнеупоров, магнезиально-силикатных огнеупоров и других изделий.

Учитывая обнаруженное повышенное содержание в хромовых рудах металлов платиновой группы (МПГ) и освоенные промышленностью способы их концентрирования (электромагнитная сепарация, флотация) для последующего извлечения МПГ плавкой (ЮАР), необходимо выполнение соответствующих исследований по обнаружению, определению минеральной формы их нахождения и возможности извлечения МПГ из хромовых руд новых месторождений.

Используя опыт практики существующих схем обогащения хромовых руд, результаты последних достижений в области их обогащения и переработки, а также учитывая минералогические и технологические особенности руд двух ведущих формаций (на примере хромовых руд Рай-Изского массива – альпинотипной формации и Аганозерского месторождения – стратиморфной формации) необходимо разработать базовые (типовые) схемы обогащения для экспрессной и достоверной технологической оценки и промышленной значимости месторождений хромовых руд РФ на ранних стадиях геологоразведочных работ. Это должно явиться продолжением настоящих исследований.

#### 1.6. Освоение электромагнитной сепарации слабомагнитного минерального сырья в сверхпроводящих магнитных полях

Данные исследования явились продолжением цикла работ по исследованию поведения слабомагнитного минерального сырья в сверхпроводящих магнитных полях.

Проведенные работы позволили спроектировать и сконструировать опытный образец сверхпроводящего магнитного анализатора, позволяющего проводить сепарацию слабомагнитного материала крупностью  $-1+0$  мм в циклическом режиме, при этом феррозполнителем рабочей зоны является просечно-вытяжная сетка.

В начале XXI века проведены дальнейшие исследования по изучению применения электромагнитной сепарации в сверхпроводящих магнитных полях (на существующих образцах аппаратуры). В частности, проведены исследования по очистке каолинов и кварц-полевошпатового сырья ряда месторождений от железосодержащих примесей. Показана высокая эффективность использования сверхпроводящей электромагнитной сепарации для таких операций в технологических схемах.

Анализатор был изготовлен в г. Кривой Рог (институт «Механобрчермет») и на данном этапе работ он должен был доставлен в г. Москва для проведения монтажа и наладки сепаратора. Однако увеличение цен на транспортные расходы, а также введение таможенных пошлин между Россией и Украиной привели к тому, что было принято решение о снятии этого задания и исключение из плана работ.

## Выводы по разделам 1-6

Основные результаты работ следующие:

1. Собраны и обобщены материалы по технологической оценке руд на ранних стадиях ГРП с целью регламентирования проведения технологических исследований на данном этапе путем подготовки методических рекомендаций для использования при лицензировании месторождений и на ранних стадиях ГРП.

2. Выполнены экспериментальные исследования по технологической оценке руд: оловянных, вольфрамовых, редкометалльных и полевошпатовых с использованием ресурсосберегающих процессов и аппаратов механического обогащения, безотходного производства, кондиционирования товарных продуктов и сточных вод по вредным примесям, применению нетоксичных реагентов.

3. Разработана нормативно-техническая документация в виде проектов методических рекомендаций для проведения технологической оценки руд олова, вольфрама, редкометалльного и полевошпатового сырья по усовершенствованным экологически малонапряженным схемам обогащения на ранних стадиях ГРП.

4. Проведены методические исследования по интенсификации процесса электромагнитной сепарации слабомагнитных тонкоизмельченных минералов в сверхпроводящих магнитных полях.

5. Созданы методические основы для новой технологии обогащения тонковкрапленных руд цветных и редких металлов с использованием электроплазменной технологии. Разработана эффективная технология для обогащения редкометалльных руд, позволяющая повысить извлечение на 15-20%.

6. Обобщены результаты технологических исследований, выполненных на титаносодержащих песках и хромовых рудах для последующей разработки базовых схем обогащения этих дефицитных полезных ископаемых.

Результаты исследований рекомендуются для использования геологическими, проектными и промышленными организациями.

7. Выполнена укрупненная экономическая оценка новых технологических и экологически малонапряженных схем обогащения.

Достоверность результатов выполненных исследований подтверждается аналитическими и минералогическими работами, методики которых аттестованы и утверждены на НСАМИ и НСОМТИ.

## **2. Разработка технологии обогащения комплексных оловянно-полиметаллических руд Приморского края**

### **2.1. Руды месторождения Зимнее**

В настоящей статье излагаются основные результаты исследований по лабораторной стадии обогащения руды, а также рекомендации по выбору и обоснованию технологической схемы обогащения для проведения полупромышленных испытаний.

Для получения экспериментальных данных и апробации рекомендуемой технологии на современном уровне предусмотрено проведение полного цикла работ на примере оловянно-полиметаллических руд месторождения Зимнее. При этом было предусмотрено: отбор 2-х полупромышленных проб весом по 500 т, с одновременным отбором лабораторных проб для предварительного изучения технологических свойств руд, проведение полупромышленных испытаний по обогащению и переработке некондиционных концентратов.

### 2.1.1. Изучение вещественного состава руд месторождения Зимнее

Лабораторным исследованиям подвергались 3 представительные пробы (№14, 15 и 17), отобранные на месторождении Зимнее и представленные кварцево-сульфидными жилами или гидротермально-измененными породами (35-60%) с кварцево-сульфидными прожилками. Они имеют прожилково-вкрапленную, вкрапленную и массивную текстуру. Прожилково-вкрапленные и вкрапленные руды состоят из песчаников, алевролитов, реже глинистых сланцев, содержащих прожилки и вкрапленность сульфидов (галенита, сфалерита, пирротина, пирита и кварца). Размеры вкрапленников изменяются от долей мм до 3-4 см. Массивные сульфидные руды состоят из агрегатов тесно сросшихся зерен сфалерита, галенита и пирротина с небольшим количеством вмещающей породы, карбонатов и кварца. Среди первичных руд по минеральному составу, развитию сульфидного и оксидного олова с учетом их пространственного распределения выделяются:

1. Касситерит-полиметаллические – пробы №14 и 15
2. Станнин-касситерит-полиметаллические – проба №17

Вещественный состав пробы 14 представлен густопротектовой и гнездовой кварцесульфидной рудой. Из сульфидов преобладают пирротин, сфалерит, галенит. Реже встречается арсенопирит.

Оловосодержащие минералы представлены преимущественно касситеритом.

Размер зерен касситерита 0,05-0,5 мм. Касситерит образует тесные сростания с сульфидами и кварцем. Вмещающие породы рудного тела: аргиллиты и алевролиты, реже песчаники.

Проба 15 по своему вещественному составу аналогична пробе 14. Средние содержания в ней олова, свинца, цинка соответствуют таковым, являющимся средними для данного типа руд месторождения.

Результаты полного химического анализа проб приведены в Таблице 1.

Полученные результаты свидетельствуют, что обе пробы представляют богатые оловянно-полиметаллические руды. Они содержат, %: 0,6-1,0 олова, 4,5-5,5 свинца, 6-8 цинка, 0,6-1,0 мышьяка, до 160-190 г/т серебра.

При этом необходимо отметить, что лабораторные пробы обогащены по сравнению со средними содержаниями в руде Зимнего месторождения, приведенными в ранее проводившихся подсчетах запасов по всем элементам, примерно в 1,5 раза. Поэтому, приводимые далее экспериментальные исследования позволяют дать лишь принципиальную оценку обогатимости руд.

Из результатов фазового анализа следует, что олово в пробе 15 на 90% представлено касситеритом, свинец – на 98-95% – галенитом и цинка на 93,5-94% – сфалеритом. Таким образом, руда представленная пробами 14 и 15 является первичной полиметаллической рудой, в которой процессы окисления практически отсутствуют.

Вещественный состав пробы 17 представлен массивной кварц-пирротин-сфалерит-галенит-станниновой рудой. Средние содержания свинца и цинка в этом типе руд ниже, чем в касситерит-полиметаллическом. Из сульфидов преобладают пирротин, сфалерит, галенит. Оловосодержащие минералы представлены станнином (60%) и касситеритом (40%). Последний имеет размеры 0,005-0,1 мм. Тонкодисперсный касситерит и станнин находятся в тесном сростании с галенитом, арсенопиритом и пирротином.

Таблица 1

## Результаты химического анализа лабораторных проб, %

| Элемент, оксид                 | Проба |       |
|--------------------------------|-------|-------|
|                                | 14    | 15    |
| SiO <sub>2</sub>               | 33,28 | 39,66 |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 6,12  | 8,93  |
| FeO                            | 15,91 | 16,07 |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 7,27  | 4,54  |
| TiO <sub>2</sub>               | 0,23  | 0,35  |
| CaO                            | 1,97  | 3,17  |
| MgO                            | 0,66  | 0,37  |
| MnO                            | 1,89  | 0,30  |
| Na <sub>2</sub> O              | 0,11  | 0,11  |
| K <sub>2</sub> O               | 1,20  | 2,95  |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 0,30  | 0,20  |
| SO <sub>3</sub>                | 0,1   | 0,1   |
| S                              | 15,92 | 14,75 |
| H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>  | н.о.  | н.о.  |
| H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>  | 1,26  | 2,02  |
| Ag                             | 0,028 | 0,030 |
| As                             | 1,26  | 0,84  |
| Pb                             | 5,50  | 4,75  |
| Zn                             | 8,40  | 5,60  |
| Cu                             | 0,13  | 0,10  |
| Cd                             | 0,072 | 0,053 |
| Sn                             | 0,88  | 0,58  |

Вмещающие породы – аргиллиты и алевролиты, реже песчаники.

Проба 17 является первой качественной пробой, представляющей станнин-полиметаллические руды Зимнего месторождения. Результаты полного анализа пробы 17 приведены в Таблице 2.

Проба характеризует комплексную оловянную руду, в которой промышленный интерес представляют, помимо олова, свинец, цинк, медь, серебро, кадмий, висмут. Содержание всех компонентов близко к их среднему содержанию принятому при подсчете запасов руд Зимнего месторождения.

Таблица 2

## Результаты полного химического анализа пробы 17, %

| Элементы, оксид   | Содержание |
|-------------------|------------|
| Оксид кремния     | 32,17      |
| Триоксид алюминия | 1,65       |
| Оксид железа      | 23,80      |
| Триоксид железа   | 14,48      |
| Оксид кальция     | 0,64       |
| Оксид магния      | 0,20       |

| Элементы, оксид   | Содержание |
|-------------------|------------|
| Диоксид титана    | 0,076      |
| Оксид марганца    | 0,53       |
| Оксид натрия      | 0,07       |
| Оксид калия       | 0,52       |
| Пентаксид фосфора | 0,26       |
| Сера общая        | 23,29      |
| Вода              | 1,20       |
| Медь              | 0,95       |
| Свинец            | 2,05       |
| Цинк              | 2,68       |
| Олово             | 1,00       |
| Мышьяк            | 0,59       |

### 2.1.2. Экспериментальные исследования обогатимости по различным технологическим схемам

Вследствие тонкой вкрапленности всех ценных минералов и значительного содержания сульфидов в руде (до 30%), в основу разработок по рациональной схеме обогащения руд Зимнего месторождения принят флотационный процесс.

Для сравнения проведены поисковые исследования по флотационно-гравитационному варианту.

Поскольку в ранее проведенных исследованиях было убедительно показано, что значительная часть олова связана с сульфидными минералами, основной задачей работы являлось получение коллективного оловянно-сульфидного концентрата в наиболее экономичных и экологически рациональных режимах предлагаемых схем обогащения с выделением свободного касситерита в самостоятельный концентрат.

Как первый, так и второй концентрат предусматривалось перерабатывать до товарных продуктов металлургическими методами с наиболее полным их комплексным использованием. Кроме того, ставилась задача разработки варианта флотационной схемы с выделением части свинца в товарный продукт с минимальным извлечением в него олова в голове схемы.

#### *Флотационно-гравитационная схема обогащения.*

Для принципиальной отработки этого варианта технологической схемы, были проведены укрупненно-лабораторные исследования на руде пробы 15 с флотацией коллективного сульфидного концентрата в голове процесса и обогащением хвостов гравитацией с целью доизвлечения олова в шламовый концентрат. Измельчение руды проводилось до -0,2 мм.

После флотации сульфидов хвосты подвергались концентрации на столе в две стадии: при крупности -0,2 и -0,1 мм. В связи с тем, что сульфиды извлекались при флотации не полностью, значительная их часть доизвлекалась в черновой концентрат стола.

Суммарное извлечение свинца и цинка получено весьма высокое и составляет для свинца 91,0% и для цинка 82,8% (Таблица 3).

Олово извлекалось флотацией на 50,5% и гравитацией на 14,1%. Низкое суммарное извлечение олова (64,7%) объясняется значительной концентрацией его в шламовых продуктах и хвостах.

Таблица 3

## Сводные показатели обогащения по флотационно-гравитационной схеме, %

| Продукты обогащения                           | Выход | Содержание |       |       | Извлечение |       |       |
|-----------------------------------------------|-------|------------|-------|-------|------------|-------|-------|
|                                               |       | свинец     | цинк  | олово | свинец     | цинк  | олово |
| Сульфидный концентрат                         | 24,94 | 15,96      | 16,59 | 1,24  | 86,55      | 68,97 | 50,59 |
| Гравитационный оловянно-сульфидный концентрат | 6,55  | 3,13       | 12,70 | 1,32  | 445        | 13,86 | 14,13 |
| Объединенный промпродукт                      | 31,49 | 13,29      | 15,78 | 1,25  | 91,0       | 82,83 | 64,72 |
| Шламы                                         | 14,5  | 0,91       | 3,14  | 0,52  | 2,86       | 7,54  | 12,37 |
| Хвосты                                        | 54,01 | 0,52       | 1,07  | 0,26  | 6,14       | 9,63  | 22,91 |
| Руда                                          | 100   | 4,6        | 6,0   | 0,61  | 100,00     | 100,0 | 100,0 |

Следует отметить, что показанное в Таблице 3 извлечение олова в гравирующий концентрат – 14,1%, относится в основном к касситериту крупностью 0,2 и 0,1 мм. Извлечение наиболее тонких зерен касситерита из хвостовых и шламовых продуктов стола не проводилось. Можно полагать, что на современном оборудовании шламовых узлов оловянных фабрик суммарное извлечение олова по схеме может быть повышено до 70-72%.

#### *Флотационная схема обогащения.*

Основными операциями схемы являлись:

1. Флотация свинца и цинка с получением коллективного оловянно-сульфидного концентрата;

2. Флотация олова из хвостов сульфидной флотации.

Как указывалось выше, одновременно отрабатывался вариант по извлечению части свинца в товарный концентрат с минимальным извлечением в него олова в условиях «голодной флотации».

Ниже приводятся результаты исследований по этим направлениям, проведенным на пробах 14 и 15.

#### *Исследования по флотации с получением коллективного оловянно-сульфидного концентрата.*

Исследования были начаты с установления необходимого времени измельчения и оптимальной тонины помола для наиболее полного извлечения свинца и цинка в коллективный концентрат. При этом прослеживалось и поведение олова в процессе сульфидной флотации. Характеристика измелчаемости проб 14 и 15 приведена в Таблицах 4 и 5.

Анализ данных Таблицы 4 позволяет сделать вывод, что при грубом помоле (10 мин; 36,2% -0,074 мм в пробе 14) все ценные компоненты руды распределяются пропорционально выходам отдельных классов, т.е. обогащение класса -0,074+0 мм не наблюдается.

Со снижением тонины помола тонкие классы также обогащаются незначительно по сравнению с исходной рудой, но так как выход их существенно возрастает, основное количество свинца, цинка и олова концентрируется на этих классах.

Таким образом, переизмельчения руды избирательного обогащения тонких классов в руде пробы 14 не наблюдается.

При измельчении руды пробы 15 содержание класса -0,074+0 мм растет при увеличении продолжительности измельчения согласно тем же закономерностям, которые наблюдались для руды пробы 14.

В Таблицах 6 и 7 приведены результаты экспериментов по флотации свинца и цинка из руды проб 14 и 15 при различной тонине помола, при этом также прослежено поведение олова.

Реагентный режим состоял в подаче бутилового ксантогената и Т-66 при их дробной дозировке.

Перед съемом концентрата III в пульпу вводился медный купорос в количества 150 г/т.

Несмотря на существенные различия в содержании свинца, цинка и олова в пробах 14 и 15 (проба 14 в полтора раза богаче по всем компонентам, по сравнению с пробой 15) поведение всех минералов при флотации обоих проб идентично.

Таблица 4

Результаты ситового анализа руды при различном времени измельчения и распределение олова, свинца и цинка по классам крупности, % (проба 14)

| Наименование<br>продуктов (классы) мм | Время измельчения,<br>мин. | Выход  | Содержание |       |       | Распределение |       |       |
|---------------------------------------|----------------------------|--------|------------|-------|-------|---------------|-------|-------|
|                                       |                            |        | свинец     | цинк  | олово | свинец        | цинк  | олово |
| -0,5+0,2                              | 10                         | 31,00  | 4,58       | 10,0  | 0,99  | 23,94         | 31,06 | 33,52 |
| -0,2+0,1                              |                            | 24,018 | 4,42       | 9,82  | 0,82  | 18,02         | 23,79 | 21,66 |
| -0,1+0,074                            |                            | 8,53   | 7,25       | 11,9  | 0,94  | 10,43         | 10,17 | 8,76  |
| -0,074+0                              |                            | 36,29  | 7,78       | 9,62  | 0,91  | 47,61         | 34,97 | 36,06 |
| Исходная руда                         | 15                         | 100,0  | 5,93       | 9,98  | 0,92  | 100,0         | 100,0 | 100,0 |
| -0,5+0,2                              |                            | 10,62  | 2,29       | 6,85  | 0,58  | 4,16          | 7,4   | 6,49  |
| -0,2+0,1                              |                            | 33,09  | 4,44       | 9,87  | 1,01  | 25,14         | 34,16 | 35,20 |
| -0,1+0,074                            |                            | 10,85  | 6,25       | 10,70 | 1,04  | 11,60         | 12,14 | 11,88 |
| -0,074+0                              | 20                         | 45,44  | 7,60       | 9,70  | 0,97  | 59,06         | 46,09 | 46,43 |
| Исходная руда                         |                            | 100,0  | 5,84       | 9,56  | 0,95  | 100,0         | 100,0 | 100,0 |
| -0,5+0,2                              |                            | 1,61   | 1,57       | 3,77  | 0,48  | 0,47          | 0,63  | 0,8   |
| -0,2+0,1                              |                            | 31,22  | 4,25       | 8,70  | 0,88  | 24,70         | 28,35 | 25,54 |
| -0,1+0,074                            | 20                         | 15,77  | 4,80       | 9,02  | 1,02  | 14,09         | 14,85 | 16,79 |
| -0,074+0                              |                            | 51,40  | 6,35       | 10,47 | 1,06  | 60,74         | 56,17 | 56,87 |
| Исходная руда                         |                            | 100,0  | 5,37       | 9,58  | 0,96  | 100,0         | 100,0 | 100,0 |

Таблица 5

Результаты ситового анализа руды при различном времени измельчения, % (проба 15)

|                        | Время измельчения, мин |    |    |
|------------------------|------------------------|----|----|
|                        | 10                     | 20 | 30 |
| Выход класса -0,074 мм | 25                     | 53 | 72 |
|                        |                        |    | 83 |
|                        |                        |    | 88 |

Таблица 6

**Результаты флотации с получением коллективного концентрата, %**

| Наименование продуктов  | Выход | Содержание |      |       |        | Извлечение |      |       |        |
|-------------------------|-------|------------|------|-------|--------|------------|------|-------|--------|
|                         |       | свинец     | цинк | олово | мышьяк | свинец     | цинк | олово | мышьяк |
| Коллективный концентрат | 51,06 | 8,51       | 13,1 | 0,72  | 1,12   | 98,31      | 97,6 | 66,0  | 93,89  |
| Хвосты                  | 48,94 | 0,15       | 0,34 | 0,39  | 0,08   | 1,69       | 2,40 | 34,0  | 6,11   |
| Руда                    | 100,0 | 4,42       | 6,85 | 0,57  | 0,61   | 100        | 100  | 100   | 100    |

Таблица 7

**Результаты коллективной флотации при ариобной подаче реагентов, % (проба 14)**

| Наименование продуктов | Время измельч., мин.<br>Выход -0,074 мм | Выход | Содержание |       |       |        | Извлечение |       |        |       |
|------------------------|-----------------------------------------|-------|------------|-------|-------|--------|------------|-------|--------|-------|
|                        |                                         |       | свинец     | цинк  | олово | свинец | цинк       | олово | свинец | олово |
| Концентрат I           | 10<br>25                                | 35,17 | 13,1       | 14,9  | 1,528 | 91,07  | 49,80      | 59,86 |        |       |
| Концентрат II          |                                         | 4,92  | 3,22       | 12,7  | 0,943 | 3,13   | 5,94       | 5,17  |        |       |
| Концентрат III         |                                         | 5,89  | 1,31       | 23,6  | 0,709 | 1,53   | 13,21      | 4,65  |        |       |
| Коллективный к-т       |                                         | 45,99 | 10,53      | 15,77 | 1,36  | 95,73  | 68,95      | 69,68 |        |       |
| Хвосты                 |                                         | 51,04 | 0,40       | 6,05  | 0,504 | 4,27   | 31,05      | 30,32 |        |       |
| Руда                   |                                         | 100,0 | 5,06       | 10,52 | 0,897 | 100,0  | 100,0      | 100,0 |        |       |
| Концентрат I           | 20<br>53                                | 42,44 | 10,03      | 15,2  | 1,237 | 94,94  | 67,26      | 59,54 |        |       |
| Концентрат II          |                                         | 3,90  | 2,28       | 15,2  | 1,244 | 1,93   | 6,18       | 5,60  |        |       |
| Концентрат III         |                                         | 10,39 | 0,72       | 22,6  | 0,756 | 1,63   | 24,48      | 8,90  |        |       |
| Коллективный к-т       |                                         | 56,73 | 7,99       | 16,55 | 1,15  | 98,50  | 97,92      | 73,94 |        |       |
| Хвосты                 |                                         | 43,27 | 0,16       | 0,46  | 0,531 | 1,50   | 2,08       | 26,06 |        |       |
| Руда                   |                                         | 100,0 | 4,60       | 9,59  | 0,881 | 100,0  | 100,0      | 100,0 |        |       |

|                   |          |  | Содержание |       |       |       | Извлечение |       |       |  |
|-------------------|----------|--|------------|-------|-------|-------|------------|-------|-------|--|
|                   |          |  | 44,12      | 11,2  | 14,4  | 1,196 | 96,19      | 71,57 | 58,76 |  |
| Концентрат I      | 30<br>70 |  | 2,01       | 2,42  | 19,3  | 1,391 | 0,95       | 4,37  | 3,12  |  |
| Концентрат II     |          |  | 10,41      | 0,78  | 18,6  | 0,789 | 1,58       | 21,81 | 9,14  |  |
| Концентрат III    |          |  | 56,54      | 8,97  | 15,35 | 1,13  | 98,72      | 97,75 | 71,02 |  |
| Коллективный к-т  |          |  | 43,46      | 0,15  | 0,46  | 0,599 | 1,28       | 2,25  | 28,98 |  |
| Хвосты            |          |  | 100,0      | 5,14  | 8,88  | 0,898 | 100,0      | 100,0 | 100,0 |  |
| Руда              |          |  | 16,92      | 3,65  | 5,81  | 0,432 | 13,26      | 11,21 | 8,19  |  |
| Магнитная фракция | 40<br>80 |  | 25,83      | 14,8  | 18,6  | 1,401 | 82,06      | 54,78 | 40,56 |  |
| Концентрат I      |          |  | 5,92       | 1,61  | 23,8  | 1,167 | 2,04       | 16,07 | 7,74  |  |
| Концентрат II     |          |  | 7,55       | 0,64  | 18,7  | 0,886 | 1,04       | 16,09 | 7,50  |  |
| Концентрат III    |          |  | 39,30      | 10,09 | 19,40 | 1,95  | 85,14      | 86,94 | 85,80 |  |
| Коллективный к-т  |          |  | 43,78      | 0,17  | 0,37  | 0,734 | 1,60       | 1,85  | 36,01 |  |
| Хвосты            |          |  | 100,0      | 4,66  | 8,77  | 0,892 | 100,0      | 100,0 | 100,0 |  |
| Руда              | 50<br>88 |  | 37,46      | 13,0  | 14,1  | 1,155 | 94,95      | 58,18 | 46,54 |  |
| Концентрат I      |          |  | 5,91       | 1,93  | 19,1  | 1,204 | 2,22       | 12,43 | 7,66  |  |
| Концентрат II     |          |  | 13,93      | 0,52  | 18,6  | 0,638 | 1,41       | 28,54 | 9,56  |  |
| Концентрат III    |          |  | 57,30      | 8,83  | 15,71 | 1,104 | 98,58      | 99,15 | 63,77 |  |
| Коллективный к-т  |          |  | 42,70      | 0,17  | 0,18  | 0,789 | 1,42       | 0,85  | 36,24 |  |
| Хвосты            |          |  | 100,0      | 5,13  | 9,08  | 0,930 | 100,0      | 100,0 | 100,0 |  |
| Руда              |          |  |            |       |       |       |            |       |       |  |

Извлечение свинца на 92-95% обеспечивается уже при грубом помоле и небольшом расходе собирателя. Одновременно в пенный продукт переходит до 46-50% олова. Для высокого извлечения цинка необходим более тонкий помол, увеличение расхода собирателя и вспенивателя и активация части цинка медным купоросом. При этом дополнительно извлекается и олово в количестве 15-20%. Суммарное извлечение свинца в коллективный концентрат с выходом 56,7% достигает 98,5%, цинка 97,9% и олова 73,9% по пробе 14 и соответственно 97,1, 97,9, 69,9 – по пробе 15 при выходе концентрата 49,4% крупности измельчения 50% – 0,074 мм.

При крупности измельчения 70% - 0,074 мм показатели обогащения находятся на том же уровне.

Таким образом, в коллективный концентрат может быть достигнуто практически полное извлечение свинца и цинка, однако, при этом в него извлекаются и до 70% олова, а выход его достигает 50-56%. Можно полагать, что при флотации рядовых руд, с значительно более низким содержанием свинца и цинка выход коллективного концентрата снизится до 30-35%. Однако, представляло интерес изучить возможность снижения выхода коллективного концентрата и на данных пробах.

С этой целью была изучена целесообразность введения в технологическую схему обогащения электромагнитной сепарации руды перед сульфидной флотацией. Результаты экспериментов, приведенные в Таблице 7 для руды пробы 14 и в Таблице 8 для руды пробы 15 (ошпы 4), показывают, что электромагнитная сепарация руды пробы 14, проведенная при тонком помоле (78%-0,074 мм) позволила выделить пирротинный продукт с выходом 16,9% и значительным содержанием в нем свинца, цинка и олова; извлечение этих компонентов соответственно 13,2; 11,2; 8,1%.

Для руды пробы 15 электромагнитная сепарация в этих же условиях позволила выделить пирротинный продукт с выходом 18% при извлечении в него свинца, цинка и олова соответственно: 13,2; 9,8; 6,7%. При этом выход коллективного концентрата снизился по пробе 14 до 39,3%, а по пробе 15 до 31,1%.

При грубом помоле содержание олова в магнитной фракции составляет 0,33%. При весьма тонком помоле – 98% -0,044 мм оно снижается практически вдвое, до 0,17%, но все же остается значительным. Следовательно, существенная часть олова, связанная с пирротинном, не извлекается из него методами механического обогащения.

Таким образом, введение электромагнитной сепарации в схему обогащения позволяет значительно снизить выход коллективного концентрата. Однако, вследствие высокого извлечения свинца, цинка и олова в пирротинный продукт, последний потребует переработки как комплексное минеральное сырье, по схемам аналогичным металлургической переработки коллективного концентрата.

С целью более углубленной отработки реагентного режима при коллективной флотации свинца и цинка проведены эксперименты по дробной дозировке реагентов при их расходах от 2-х до 40 г/т. Результаты проведенных опытов при крупности помола 20% -0,074 мм, показали следующее:

- при низких расходах собирателя и вспенивателя (до 15 г/т) – отчетливо наблюдается опережение извлечения свинца, по сравнению с цинком. Причем олово также извлекается как и цинк;
- при расходах от 20 до 40 г/т извлечение цинка приближается к извлечению свинца, а извлечение олова отстает на 10-20%;
- при 40 г/т ксантогената и Т-66 извлечение свинца и цинка находится на уровне 92-95%, а олова 66%.

В Таблице 9 представлены данные по коллективной сульфидной флотации пробы 15 при снижении расхода собирателя и вспенивателя до 30 г/т при переменной тонине помола руда.

В этом реагентном режиме выход концентрата снизился до 20,7% при грубом помоле (20% -0,074 мм) и 29,44% при выходе класса -0,074 мм 50%.

Однако, при этом извлечение свинца и цинка не превышает 89,4 и 85,5% соответственно. То есть, по сравнению с данными Таблицы 8 при сниженном расходе реагентов извлечение свинца и цинка уменьшается на 10-12%.

В этой серии опытов детально охарактеризовано поведение мышьяка при флотации свинца и цинка. При данном реагентном режиме извлечение мышьяка значительно ниже, чем свинца и цинка и близко к извлечению олова. Максимальное извлечение мышьяка 53,1% – наблюдается при наиболее тонком помоле руды.

Оптимальные условия экспериментов, тонина помола 40% -0,074 мм

Расход реагентов:

- Бутиловый скантогенат 50 г/т
- Т-66 50 г/т
- Медный купорос 150 г/т

*Исследования по «голодной» флотации с извлечением части свинца в товарный концентрат.*

В ранее проводившихся исследованиях выделение свинцового концентрата проводилось из коллективного сульфидного продукта, что требовало применения сложной технологической схемы.

В настоящей работе поставленная работа решалась с применением процесса «голодной» флотации. Этот способ основан на использовании различий в естественной флотиремости разделяемых минералов и был успешно разработан авторами настоящей работы в применении к флотации медно-оловянно-мышьяковых руд Солнечного ГОКа.

Для свинцово-цинково-оловянных руд изучаемого месторождения использование этого метода обрабатывалось впервые.

Результаты проведенных экспериментов позволяют сделать вывод, что исследования по «голодной» флотации свинца является перспективным направлением для селективного выделения части свинца из руды. Это представляет научный интерес, поскольку устанавливается, что не все сульфидные минералы тесно ассоциируют с оловом, и, практический, так как позволяет снизить содержание свинца в коллективном концентрате, что желательно для металлургического передела последнего. Результаты исследований приведены в Таблице 10.

Установлено, что в голове процесса в «голодном» реагентном режиме с последующей доводкой получен товарный цинковый концентрат марки КС-7 с содержанием свинца 47,1% при извлечении 45,74% извлечение в него олова и цинка составляет соответственно 8,47% и 1,0%.

*Флотация олова из хвостов сульфидной флотации.*

Исходным материалом для флотации олова являлись хвосты коллективной сульфидной флотации.

При грубом помоле крупные классы их существенно обогащены оловом. При снижении крупности помола – измельчении руды в течение 20 и 30 мин. в хвостах сульфидной флотации олово концентрируется в классе крупности - 0,074+0 мм на 69-78% и при времени измельчения руды 50 мин. – на 94%. Это означает, что если флотировать сульфиды при грубом помоле, то касситерит не раскрыт и только при 20 и 30 мин. измельчения наблюдается его преимущественная концентрация в тонких классах. Эти выводы совпадают с рекомендациями ЦНИИОлово о флотации касситерита при крупности материала -0,074 мм.

Результаты коллективной флотации при дробной подаче реагентов, % (проба 15)

| Наименование<br>продуктов | Время измельч., мин.<br>Выход -0,074 мм | Выход | Содержание |       |       | Извлечение |       |       |
|---------------------------|-----------------------------------------|-------|------------|-------|-------|------------|-------|-------|
|                           |                                         |       | свинец     | цинк  | олово | свинец     | цинк  | олово |
| Концентрат I              | 10<br>25                                | 27,74 | 13,81      | 13,81 | 1,045 | 76,62      | 59,25 | 49,17 |
| Концентрат II             |                                         | 1,69  | 7,00       | 8,06  | 0,724 | 2,37       | 2,11  | 2,07  |
| Концентрат III            |                                         | 10,86 | 2,25       | 13,36 | 0,530 | 4,89       | 25,80 | 9,77  |
| Коллективный к-т          |                                         | 40,29 | 10,41      | 13,97 | 0,89  | 83,88      | 87,16 | 61,01 |
| Хвосты                    |                                         | 59,71 | 1,35       | 1,39  | 0,385 | 16,12      | 12,84 | 38,99 |
| Руда                      | 20<br>53                                | 100,0 | 5,00       | 6,46  | 0,59  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Концентрат I              |                                         | 34,68 | 12,00      | 11,52 | 0,968 | 92,50      | 67,03 | 57,28 |
| Концентрат II             |                                         | 3,34  | 3,00       | 9,02  | 0,741 | 2,23       | 5,05  | 4,21  |
| Концентрат III            |                                         | 11,39 | 0,97       | 13,54 | 0,427 | 2,46       | 25,88 | 8,29  |
| Коллективный к-т          |                                         | 49,41 | 8,85       | 11,81 | 0,83  | 97,19      | 97,96 | 69,88 |
| Хвосты                    | 30<br>70                                | 50,59 | 0,25       | 0,24  | 0,350 | 2,81       | 2,04  | 30,22 |
| Руда                      |                                         | 100,0 | 4,50       | 5,96  | 0,59  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Концентрат I              |                                         | 32,96 | 13,65      | 11,52 | 0,882 | 93,81      | 58,49 | 49,97 |
| Концентрат II             |                                         | 4,13  | 3,25       | 14,20 | 0,920 | 2,80       | 9,03  | 6,53  |
| Концентрат III            |                                         | 11,58 | 0,74       | 17,28 | 0,417 | 1,79       | 30,82 | 8,30  |
| Коллективный к-т          | 40<br>80                                | 48,67 | 9,70       | 13,11 | 0,77  | 98,40      | 98,34 | 64,80 |
| Хвосты                    |                                         | 51,33 | 0,15       | 0,21  | 0,399 | 1,60       | 1,66  | 35,20 |
| Руда                      |                                         | 100,0 | 4,80       | 6,49  | 0,58  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Магнитная фракция         |                                         | 18,08 | 3,57       | 3,36  | 0,215 | 13,23      | 9,84  | 6,69  |
| Концентрат I              |                                         | 21,67 | 18,70      | 16,13 | 1,200 | 83,04      | 56,65 | 44,74 |
| Концентрат II             | 40<br>80                                | 4,27  | 1,84       | 17,28 | 0,822 | 1,61       | 11,95 | 6,04  |
| Концентрат III            |                                         | 5,23  | 0,62       | 23,62 | 0,476 | 0,66       | 20,01 | 4,28  |
| Коллективный к-т          |                                         | 31,11 | 13,38      | 17,57 | 1,03  | 85,31      | 88,59 | 55,06 |
| Хвосты                    |                                         | 50,75 | 0,14       | 0,19  | 0,438 | 1,46       | 1,56  | 38,25 |
| Руда                      |                                         | 100,0 | 4,88       | 6,17  | 0,58  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |

|                  |    | Содержание |       |       |       | Извлечение |       |
|------------------|----|------------|-------|-------|-------|------------|-------|
| Концентрат I     | 50 | 31,66      | 13,41 | 9,79  | 0,834 | 93,08      | 46,14 |
| Концентрат II    |    | 4,14       | 2,84  | 13,82 | 0,833 | 2,58       | 6,03  |
| Концентрат III   |    | 16,13      | 0,72  | 13,82 | 0,353 | 2,55       | 9,94  |
| Коллективный к-т |    | 51,93      | 8,62  | 11,36 | 0,68  | 98,21      | 62,11 |
| Хвосты           |    | 48,07      | 0,17  | 0,23  | 0,451 | 1,79       | 37,89 |
| Руда             | 88 | 100,0      | 4,56  | 6,01  | 0,57  | 100,0      | 100,0 |

Таблица 9

Результаты коллективной флотации руды пробы 15 при различной тонине помола и расходе собирателя и вспенивателя 30 г/т, %

| Продукты обогащения | Крупность измельчения<br>Содержание<br>-0,074 мм | Выход | Содержание |       |       |        | Извлечение |       |       |        |
|---------------------|--------------------------------------------------|-------|------------|-------|-------|--------|------------|-------|-------|--------|
|                     |                                                  |       | свинец     | цинк  | олово | мышьяк | свинец     | цинк  | олово | мышьяк |
| Коллективный к-т    | 20                                               | 20,75 | 12,12      | 15,96 | 0,76  | 1,38   | 55,9       | 52,9  | 26,88 | 36,19  |
| Хвосты              |                                                  | 79,25 | 2,40       | 3,55  | 0,52  | 0,62   | 44,1       | 47,1  | 73,12 | 63,81  |
| Руда                |                                                  | 100,0 | 4,35       | 6,03  | 0,57  | 0,77   | 100,0      | 100,0 | 100,0 | 100,0  |
| Коллективный к-т    | 40                                               | 31,23 | 12,77      | 14,43 | 1,08  | 1,50   | 83,8       | 80,95 | 57,0  | 63,68  |
| Хвосты              |                                                  | 68,77 | 1,16       | 1,45  | 0,37  | 0,39   | 16,2       | 19,06 | 43,0  | 36,32  |
| Руда                |                                                  | 100,0 | 4,88       | 5,76  | 0,59  | 0,75   | 100,0      | 100,0 | 100,0 | 100,0  |
| Коллективный к-т    | 50                                               | 29,44 | 12,11      | 15,25 | 0,82  | 0,94   | 80,85      | 74,68 | 41,46 | 41,70  |
| Хвосты              |                                                  | 70,56 | 1,97       | 1,81  | 0,47  | 0,55   | 19,35      | 25,32 | 58,54 | 58,30  |
| Руда                |                                                  | 100,0 | 4,41       | 6,01  | 0,57  | 0,66   | 100,0      | 100,0 | 100,0 | 100,0  |
| Коллективный к-т    | 78                                               | 43,12 | 9,85       | 12,46 | 0,83  | 0,74   | 89,43      | 85,58 | 58,62 | 53,17  |
| Хвосты              |                                                  | 58,88 | 0,82       | 9,40  | 0,44  | 0,54   | 10,57      | 14,42 | 41,38 | 46,83  |
| Руда                |                                                  | 100,0 | 4,50       | 6,27  | 0,62  | 0,63   | 100,0      | 100,0 | 100,0 | 100,0  |

Таблица 10

Результаты «голодной» флотации свинца в голове процесса, %

| Наименование продуктов             | Выход | Содержание |       |       |        | Извлечение |       |       |        |
|------------------------------------|-------|------------|-------|-------|--------|------------|-------|-------|--------|
|                                    |       | свинец     | цинк  | олово | мышьяк | свинец     | цинк  | олово | мышьяк |
| Свинцовый концентрат               | 4,37  | 47,1       | 11,4  | 1,26  | 0,95   | 45,74      | 1,0   | 8,47  | 5,66   |
| Коллективный сульфидный концентрат | 34,89 | 6,34       | 16,11 | 1,1   | 1,71   | 49,16      | 98,34 | 52,51 | 82,16  |
| Хвосты                             | 60,74 | 0,39       | 0,40  | 0,35  | 0,11   | 5,10       | 5,16  | 39,02 | 82,18  |
| Питание                            | 100,0 | 4,50       | 6,37  | 0,63  | 0,73   | 100,0      | 100,0 | 100,0 | 100,0  |

Таблица 11

Сводные показатели обогащения по флотационной схеме, % (проба 15).

| Продукты обогащения           | Выход | Содержание |       |       |        | Извлечение |       |       |        |
|-------------------------------|-------|------------|-------|-------|--------|------------|-------|-------|--------|
|                               |       | свинец     | цинк  | олово | мышьяк | свинец     | цинк  | олово | мышьяк |
| Пирротинный концентрат        | 13,0  | 2,7        | 2,05  | 0,20  |        | 7,96       | 4,43  | 4,33  |        |
| Свинцовый концентрат          | 5,0   | 4,34       | 9,99  | 1,16  |        | 45,74      | 8,30  | 9,67  |        |
| Коллективный концентрат       | 37,0  | 6,26       | 13,81 | 0,86  |        | 44,60      | 84,87 | 53,2  |        |
| Шламовый оловянный концентрат | 2,0   | 0,68       | 1,24  | 3,74  |        | 0,31       | 0,41  | 12,4  |        |
| Хвосты                        | 43,0  | 0,143      | 0,28  | 0,28  |        | 1,39       | 1,99  | 20,3  |        |
| Руда                          | 100,0 | 4,41       | 6,02  | 0,60  |        | 100,0      | 100,0 | 100,0 |        |

Поэтому подготовительными операциями для проведения оловянной флотации являлись:

- доизмельчение материала до 100% -0,074 мм.;
- обесшламливание по граничному зерну 0,020 мм.;
- проведение сульфидной флотации для удаления недоизвлеченных сульфидов.

В качестве реагента-собирателя олова испытывался аспарал-ф.

Для установления оптимального значения pH пульпы и расхода собирателя были проведены эксперименты, результаты которых показывали, что в оптимальном режиме можно получить оловянный шламовый концентрат с содержанием олова 3,7% при извлечении 12% от руды.

Сводные показатели обогащения по флотационной схеме для касситерит-полиметаллических руд.

Сводные показатели по флотационной схеме обогащения приведены в Таблице 11. По разработанной схеме суммарное извлечение свинца, в свинцовый и коллективный концентрат составляет 90,34%; цинка в коллективный концентрат – 84,7% и олова в коллективный и шламовый концентрат 65,67%; дополнительно олово может быть извлечено из пирротинового и свинцового концентратов при их металлургической переработке. Сквозное извлечение олова в продукты обогащения составляет 79,68%

*Выбор схемы обогащения для руды пробы 17.*

Как было указано ранее, проба 17 значительно отличается от проб 14 и 15 тем, что олово в этой пробе представлено в основном сульфидным минералом – станнином. Кроме того, из данных химического анализа следует, что в руде содержится до одного процента меди.

Исходя из особенностей вещественного и минерального состава, в качестве основного варианта разрабатываемой схемы обогащения принята флотационная схема с предварительным удалением пирротина электромагнитной сепарацией.

### 2.1.3. Разработка технологической схемы обогащения руды пробы 17

Экспериментально установлено, что руда пробы 17 отличается от предыдущих двух проб более простой схемой измельчения, т.е. при одном и том же времени измельчения выход класса крупности -0,074 мм в данной пробе значительно больше, чем в пробе №15, следовательно при полупромышленных испытаниях необходимо учесть и эту особенность руды.

Результаты экспериментов по установлению оптимальной тонины помола (Таблица 12) показали, что при изменении продолжительности от 10 до 40 минут извлечение свинца остается на одном уровне (91-92%), а извлечение цинка в концентраты падает; характерно, что цинк в основном теряется с магнитной фракцией, по всей видимости это объясняется высокожелезистыми цинковыми минералами в руде.

Дальнейшие исследования по схеме коллективной флотации разработанной для пробы №15 показали (Таблица 13), что в коллективный концентрат извлекаются: свинца 93,45%, цинка 90,05% и олова 81,81%. Основные потери ценных металлов, связано с магнитной фракцией.

Кроме того из таблицы видно, что для пробы 17 не целесообразно проводить флотацию олова в присутствии собирателя аспарала-ф из-за низкой эффективности данного процесса.

Результаты флотации руды пробы 17 при различной тонине помола, %

| Продукты обогащения | Выход | Содержание |       |       | Извлечение |       |       |
|---------------------|-------|------------|-------|-------|------------|-------|-------|
|                     |       | свинец     | цинк  | олово | свинец     | цинк  | олово |
| Магнитная фракция   | 34,44 | 0,41       | 0,58  | 0,25  | 6,40       | 7,21  | 8,21  |
| Концентрат I        | 18,16 | 11,00      | 7,00  | 2,89  | 90,55      | 45,92 | 50,04 |
| Концентрат II       | 1,67  | 1,58       | 18,0  | 7,40  | 1,20       | 10,86 | 11,78 |
| Концентрат III      | 5,12  | 0,48       | 18,8  | 3,68  | 1,12       | 34,77 | 17,96 |
| Хвосты              | 40,61 | 0,040      | 0,084 | 0,31  | 0,73       | 1,23  | 12,00 |
| Исходная руда       | 100,0 | 2,20       | 2,77  | 1,05  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Магнитная фракция   | 36,77 | 0,38       | 0,75  | 0,26  | 5,79       | 9,78  | 9,27  |
| Концентрат I        | 19,61 | 11,00      | 7,45  | 3,40  | 89,38      | 51,82 | 64,63 |
| Концентрат II       | 2,78  | 2,46       | 15,2  | 3,36  | 2,83       | 15,00 | 9,05  |
| Концентрат III      | 4,25  | 0,74       | 14,8  | 1,82  | 1,31       | 22,30 | 7,49  |
| Хвосты              | 36,59 | 0,046      | 0,085 | 0,27  | 0,70       | 1,10  | 9,58  |
| Исходная руда       | 100,0 | 2,41       | 2,82  | 1,03  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Магнитная фракция   | 36,04 | 0,40       | 0,88  | 0,25  | 5,88       | 11,39 | 8,61  |
| Концентрат I        | 19,31 | 11,2       | 7,60  | 3,66  | 88,23      | 52,70 | 67,54 |
| Концентрат II       | 3,00  | 2,74       | 13,4  | 2,99  | 3,35       | 14,44 | 8,57  |
| Концентрат III      | 4,04  | 0,86       | 14,0  | 1,63  | 1,42       | 20,31 | 6,29  |
| Хвосты              | 37,61 | 0,073      | 0,086 | 0,25  | 1,12       | 1,16  | 8,98  |
| Исходная руда       | 100,0 | 2,45       | 2,78  | 1,05  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |
| Магнитная фракция   | 35,93 | 0,39       | 0,96  | 0,24  | 5,63       | 11,02 | 7,88  |
| Концентрат I        | 20,06 | 11,0       | 9,05  | 3,91  | 88,60      | 58,01 | 71,73 |
| Концентрат II       | 3,14  | 3,59       | 12,4  | 2,77  | 4,52       | 12,44 | 7,96  |
| Концентрат III      | 3,61  | 0,53       | 15,4  | 1,08  | 0,77       | 17,76 | 3,57  |
| Хвосты              | 37,26 | 0,032      | 0,064 | 0,26  | 0,48       | 0,76  | 8,86  |
| Исходная руда       | 100,0 | 2,49       | 3,13  | 1,09  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |

## Результаты флотации руды пробы 17 по коллективной схеме, %

| Продукты обогащения      | Выход | Содержание |       |       | Извлечение |       |       |
|--------------------------|-------|------------|-------|-------|------------|-------|-------|
|                          |       | свинец     | цинк  | олово | свинец     | цинк  | олово |
| Магнитная фракция        | 36,80 | 0,38       | 0,75  | 0,26  | 5,64       | 8,63  | 8,99  |
| Коллективный концентрат  | 20,70 | 11,18      | 13,90 | 4,20  | 93,45      | 90,05 | 81,86 |
| Коллективный промпродукт | 6,45  | 0,08       | 0,39  | 0,19  | 0,20       | 0,80  | 1,18  |
| Шламы                    | 7,68  | 0,104      | 0,084 | 0,43  | 0,32       | 0,20  | 3,10  |
| Силикатный продукт       | 0,16  | 0,10       | 0,001 | 0,90  | 0,008      | 0,003 | 0,13  |
| Оловянный продукт        | 0,81  | 0,189      | 0,203 | 0,80  | 0,004      | 0,05  | 0,62  |
| Хвосты                   | 27,40 | 0,034      | 0,031 | 0,16  | 0,37       | 0,27  | 4,12  |
| Руда                     | 100,0 | 2,48       | 3,19  | 1,06  | 100,0      | 100,0 | 100,0 |

## Выводы по разделу

Объектом исследования являлись касситерит-полиметаллические (пробы 14 и 15) и станнин-полиметаллические (проба 17) руды Зимнего месторождения.

1. Руды исследованных проб являются богатым комплексным минеральным сырьем с содержанием олова 0,6-0,8%; свинца 2,2-4,5%; цинка 3-9%; серебра 0,020-0,026 г/т.

2. Высокое содержание содержания сульфидных минералов в руде предопределило выбор флотационной схемы обогащения для всех изученных проб.

Вследствие специфики вещественного состава руд, одновременно с извлечением сульфидных минералов извлекается олово в коллективный оловянно-полиметаллический концентрат, что подтверждает результаты ранее проведенных исследований.

3. Впервые установлено, что несмотря на тонкую срощенность сульфидных минералов и касситерита, в рудах имеется до 40% галенита практически не связанного с оловом. Предложенная схема «голодной» флотации свинца в голове процесса позволяет получить кондиционный свинцовый концентрат с извлечением в него свинца на уровне 45% и попутным извлечением олова порядка 5-8%.

4. Введение электромагнитной сепарации в схему флотационного обогащения рекомендуется для обоих типов руд. Магнитная фракция касситерит-полиметаллических руд обогащена ценными компонентами, что не позволяет считать ее отвальным продуктом.

5. Экспериментально отработанная схема флотации олова из хвостов сульфидной флотации позволила дополнительно извлекать олово в шламовый флотационный концентрат.

6. Результаты лабораторных исследований рекомендуется использовать для проведения полупромышленных испытаний.

### 2.2. Оловянно-вольфрамовая полиметаллическая руда с высоким содержанием станнина (месторождение Тигриное)

Настоящие исследования проводилась с целью изучения вещественного состава и технологии обогащения оловянно-вольфрамовой полиметаллической руды месторождения Тигриное (проба 17).

Эта проба отличается от ранее изученных в лабораторных и полупромышленных условиях проб этого месторождения повышенным содержанием станнина и оксидных минералов олова. Представляло интерес изучение возможности ее обогащения по ранее разработанной технологической схеме, апробированной в полупромышленных условиях, с целью получения товарных концентратов и продуктов на основании углубленного изучения вещественного состава руды.

Важной задачей являлось также изучение возможности утилизации отвальных хвостов обогащения с целью получения кварцевого, кварц-полевошпатового, слюдяного и топазового концентратов.

Задачей минералогических исследований являлось уточнение вопроса о минеральных формах нахождения и минеральном балансе в прожилково-вкрапленной руде ряда ценных попутных компонентов: тантала, ниобия, скандия, а также изучение минералов-носителей и концентраторов тория, их состав и свойства.

В разделе исследования вещественного состава дана характеристика состава и свойств основных рудных минералов прожилково-вкрапленных руд, минералов концентратов попутных компонентов.

Детально рассмотрено распределение минералов по классам крупности и фракциям плотности руды. Впервые исследован состав колумбита, ферриторита, ториевого циркона.

Установлен минеральный баланс распределения олова и восьми попутных компонентов в руде.

Дана прогнозная оценка обогатимости по вещественному составу этих сложных в минералогическом отношении руд.

В разделе технологических исследований приведены результаты укрупненно-лабораторных исследований на пробе руды массой 250 кг. При этом установлена возможность получения товарных оловянных и вольфрамового концентратов, а также оловянно-сульфидного продукта для дальнейшей химико-металлургической переработки. По сравнению с ранее проведенными на аналогичных пробах исследованиями, роль последнего в общем балансе конечных продуктов обогащения снижена в 3,5 раза.

Приведены данные по дезактивации коллективного оловянно-вольфрамового концентрата перед его селекцией и обезмышьяковыванию коллективного оловянно-сульфидного продукта, что способствовало более успешному выделению вышеперечисленных товарных концентратов.

Установлена принципиальная возможность утилизации хвостов обогащения в стекольном производстве. Результаты минералогического и технологического изучения прожилково-вкрапленной в гранит-порфирах оловянно-вольфрамовой руды месторождения Тигриное (проба 17), отличающейся повышенным содержанием сульфидного олова, оксидных минеральных форм, позволяют сделать вывод о возможности ее переработки как самостоятельно по разработанной и апробированной технологии, так и в шихте с рудой пробы II (прожилковые руды в роговиках).

### 2.2.1. Характеристика вещественного состава руды

#### *Минералогический и химический состав руды*

Проба № 17 характеризует прожилково-вкрапленные руды развитые в порфировидных гранитах и гранит-порфирах. По ряду признаков данные руды отличаются от прожилковых руд в роговиках – главного типа руд Тигриного месторождения. Прежде всего это связано со значительно более интенсивным проявлением околопрожилковой грейзенизации в более благоприятной среде – вмещающих гранитах. Рудная минерализация сконцентрирована как в прожилках, являющихся продолжением линейного штокверка, так и в виде рассеянной вкрапленности в околопрожилковых грейзенах. Для руд данного типа весьма характерны полосчатые и ритмично-полосчатые текстуры.

Рудные прожилки преимущественно субпараллельные, вертикального залегания, мощностью от 1 до 80 мм. Вдоль прожилков развиты околопрожилковые грейзены, мощностью от 10 до 30 мм с вкрапленностью рудных минералов.

Оловянная минерализация представлена касситеритом, станнином, вольфрамом, весьма незначительно гидростаннатами. Особенностью данной руды является несколько иное соотношение средних размеров выделений главных рудных минералов: станнин по крупности зерен преобладает над касситеритом. Средний размер зерен касситерита 0,25-0,5 мм, станнина 0,5-1 мм.

В ранее изученной пробе прожилково-вкрапленных руд наблюдалось обратное соотношение.

Руда сложена, в основном, (более 97%) породообразующими минералами: кварцем, полевыми шпатами, циннвальдитом, топазом (Таблица 14). Общее содержание минералов олова составляет 0,33%. Данная проба является первой, в которой станнин преобладает над касситеритом. Отмечается также повышенное содержание оксидных форм – варламовита и гидростаннатов. Подобное соотношение фаз установлено по данным минералогического анализа исходной руды и подтверждена балансом минералов в продуктах обогащения.

Суммарное содержание сульфидов (без станнина) 0,82%. Наиболее распространены среди них сфалерит и арсенопирит, далее в порядке убывания – пирит, марказит, пирротин, галенит и др.

Из остальных особенностей минерального состава, следует отметить следующее. Руда пробы 17 содержит больше полевых шпатов, меньше слюда и топаза. В составе рудных минералов меньше касситерита и больше оксидных минеральных форм. Наличие малахита, скородита, гидроксидов железа свидетельствует о большей степени окисленности руды пробы 17.

Основным ценным компонентом в руде является олово (0,154%). В соответствии с химическим фазовым анализом олово представлено на 36,9% касситеритовой, 41,2% станниновой, 17,5% – варламовитовой и 4,4% – гидростаннатовой фазами (Таблица 15). Таким образом, аналитически подтверждено высокое относительное содержание станнина и оксидных минеральных форм, зафиксированное по данным минералогического анализа.

Главным попутным компонентом является вольфрам (0,038% триоксида вольфрама) (Таблица 16). Попутными ценными компонентами – скандий (0,0022%), тантал (0,0017% пентаоксида тантала), ниобий – (0,016% пентаоксида ниобия), литий (0,18% оксида лития), серебро (4,6 г/т), индий, кадмий (0,001%), цинк (0,18%), медь (0,07%).

По содержанию основных породообразующих элементов, олова и попутных компонентов (Таблица 16) руда пробы 17 отвечает усредненным параметрам прожилково-вкрапленных руд Тигриного месторождения.

#### *Характеристика основных ценных минералов*

**Касситерит** – является наряду со станнином ведущим рудным минералом. Образует кристаллы и агрегаты размером от 0,05 до 5 мм. Более крупные кристаллы находятся в сростаниях с топазом, кварцем, калишпатом, циннвальдитом, более мелкие – с сульфидами, кварцем и топазом.

Тонкокристаллический касситерит спорадически образует вкрапленность в сульфидах – станнине и сфалерите.

Граница сростаний касситерита с кварцем и топазом ровные, реже извилистые. Средняя плотность касситерита - 7,02 г/см<sup>3</sup>. Окраска варьирует от бесцветной светло-бурой до темно-коричневой.

По окраске, составу и свойствам в составе пробы выделены две разновидности касситерита (Таблица 17).

Касситерит I – менее распространенный (40%), светло окрашенный, более мелкий, парамагнитный. Приурочен, обычно, к красным частям агрегатов, образуя светло-окрашенные оторочки вокруг темного касситерита.

Касситерит II – более распространенный (60%), темноокрашенный, более крупный, часто слабо электромагнитен.

## Минеральный состав пробы, % мас.

| Минералы                   | Содержание | Минералы                                     | Содержание |
|----------------------------|------------|----------------------------------------------|------------|
| Кварц                      | 50,0       | Молибденит                                   | 0,001      |
| Плагиоклазы, микроклин     | 40,2       | Ширкон                                       | 0,01       |
| Циннвальдит, протомитионит | 4,1        | Торит                                        | 0,005      |
| Касситерит                 | 0,06       | Колумбит                                     | 0,012      |
| Станнин                    | 0,22       | Магнетит                                     | 0,05       |
| Варламовит                 | 0,04       | Топаз                                        | 2,3        |
| Гидроотаннаты              | 0,01       | Кальцит, сидерит                             | 1,3        |
| Вольфрамит                 | 0,06       | Флюорит                                      | 0,03       |
| Шеслит                     | 0,008      | Апатит                                       | 0,1        |
| Сфалерит                   | 0,3        | Малахит                                      | 0,01       |
| Халькопирит                | 0,01       | Амфибол                                      | 0,02       |
| Арсенопирит                | 0,3        | Эпидот                                       | 0,03       |
| Пирит, марказит            | 0,1        | Скородит                                     | 0,4        |
| Пирротин                   | 0,05       | Гидроксиды железа                            | 0,06       |
| Галенит                    | 0,05       | Прочие: колумбит, рутил, пиро-кислы марганца | 0,2        |
| Висмутин                   | 0,004      |                                              |            |

Таблица 15

## Фазовый состав олова руды

|                    | Касситеритовое | Станниновое | Варламитовое | Гидростаннатное | Общее |
|--------------------|----------------|-------------|--------------|-----------------|-------|
| Содерж., % мас.    | 0,056          | 0,063       | 0,028        | 0,007           | 0,154 |
| Распредел., % мас. | 36,9           | 41,2        | 17,5         | 4,4             | 100   |

Таблица 16

## Химический состав руды, % мас.

| Элементы                       | Содержание | Элементы          | Содержание                                                      | Элементы                       | Содержание |
|--------------------------------|------------|-------------------|-----------------------------------------------------------------|--------------------------------|------------|
| SiO <sub>2</sub>               | 72,10      | CO <sub>2</sub>   | 0,68                                                            | Jn                             | 0,001      |
| TiO <sub>2</sub>               | 0,12       | Σ                 | 100,55                                                          | Sc                             | 0,0029     |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 13,20      | -O=F <sub>2</sub> | 0,68                                                            | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,0156     |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 0,16       | Σ                 | 99,87                                                           | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,0017     |
| FeO                            | 1,56       | Sn                | 0,154                                                           | ZrO <sub>2</sub>               | 0,016      |
| MnO                            | 0,11       | WO <sub>3</sub>   | 0,038                                                           | Li <sub>2</sub> O              | 0,18       |
| MgO                            | 0,53       | Zn                | 0,18                                                            | Rb <sub>2</sub> O              | 0,098      |
| CaO                            | 1,62       | Ag                | 0,00046                                                         | Cs <sub>2</sub> O              | 0,026      |
| Na <sub>2</sub> O              | 2,29       | Cu                | 0,07                                                            | U                              | 0,0007     |
| K <sub>2</sub> O               | 3,87       | Pb                | 0,03                                                            | Th                             | 0,0036     |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 0,49       | Mo                | Σ Tr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |                                | 0,055      |
| п.п.п.                         | 1,78       | Ni                | в т.ч. Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                            |                                | 0,0123     |
| F                              | 1,62       | Bi                | 0,0019                                                          | Be                             | 0,0003     |
| As                             | 0,14       | Sb                |                                                                 | Ge                             | 0,0005     |
| Суммарф                        | 0,28       | Cd                | 0,001                                                           | Ga                             | 0,0025     |

Характеристика касситерита

| Характеристика минерала / разновидности |    | I                                                                                                      | II                                                                                        |
|-----------------------------------------|----|--------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------|
| Степень распространения, %              |    | 42                                                                                                     | 56                                                                                        |
| Преобладающий размер агрегатов, мм      |    | 1,2-0,1                                                                                                | 5-0,7                                                                                     |
| Преобладающий размер кристаллов, мм     |    | 0,6-0,05                                                                                               | 2,0-0,3                                                                                   |
| Плотность, г/см <sup>3</sup>            |    | 7,05                                                                                                   | 7,00                                                                                      |
| Хрупкость                               |    | хрупкий                                                                                                |                                                                                           |
| Магнитная восприимчивость               |    | парамагнитен                                                                                           | слабо электромагнитен                                                                     |
| Элементы примеси (содержание %)         | W  | 0,025                                                                                                  | 0,284                                                                                     |
|                                         | Sc | 0,065                                                                                                  | 0,084                                                                                     |
|                                         | Ta | 0,0063                                                                                                 | 0,092                                                                                     |
|                                         | Nb | 0,055                                                                                                  | 0,185                                                                                     |
| Окраска                                 |    | светло-коричневая, светло-бурая, бесцветная со слабым коричневым и бурым оттенком, окраска равномерная | коричневая и бурая до темно-коричневой и черно-бурой. Окраска равномерная и неравномерная |
| Степень прозрачности                    |    | прозрачный                                                                                             | полупрозрачный до непрозрачного                                                           |
| Форма выделения                         |    |                                                                                                        |                                                                                           |
| Основные минералы в сростках            |    | кварц, топаз                                                                                           | циннвальдит, кварц, топаз                                                                 |
| Границы сростаний                       |    | зерен – ровные, агрегатов – извилистые                                                                 |                                                                                           |
| Местонахождение в агрегате              |    | преимущественно в краевых частях                                                                       | преимущественно в центральных частях                                                      |

По данным микрозондового анализа (5 образцов, 23 анализа) состав касситерита близок к стехиометрическому. Суммарное содержание примесных элементов не превышает 1,5-2,5%. Состав отдельных зерен касситерита варьирует в следующих пределах (мас.%):  $\text{SnO}_2$  – 97,1-100,0,  $\text{TiO}_2$  – 0,1-0,9,  $\text{FeO}$  < 0,1-0,3.

Касситериты прожилково-вкрапленных руд характеризуются высокими содержаниями элементов-примесей: скандия, ниобия, тантала, вольфрама и низким содержанием индия. По данным количественного спектрального анализа 24 образцов касситерита, отобранных в процессе минералогического картирования, установлены следующие вариации содержаний примесных элементов в касситеритах (в скобках – средние содержания, г/т): скандий 300-2990(760), тантал 20-1238(528), ниобий 1040-2412(1321), вольфрам 480-2410(968), индий 1-8,8(3,2).

Темноокрашенные разности касситерита по сравнению со светлыми характеризуются значительно более высоким содержанием вольфрама (на порядок) и ниобия (в 3 раза). По данным микрозондовых исследований скандий, ниобий, тантал, частично входят в касситерит в виде микровключений собственных минералов – скандиевых тантало-ниобатов.

**Станнин.** Главный рудный минерал руда пробы 17. Встречается в кварцевых и полевошпат-кварцевых жилах и прожилках, а также в околопрожилковых грейзенах. Тесно ассоциирует со сфалеритом, халькопиритом, арсенопиритом. Особенностью руды является также тесная ассоциация станнина с вольфрамитом. По форме выделения и составу выделяется две разновидности станнина.

Станнин I – крупнозернистый, образует вкрапленность размером от 0,2 до 5 мм и скопления отдельных зерен размером от 2 до 20 мм в центральных частях жил.

Отмечаются извилистые границы сростаний станнина с другими минералами, а также тесные взаимопрорастания станнина со сфалеритом.

При дроблении станнин выделяется в виде монокристаллических зерен с крупно-раковистым взломом, неокисленной поверхностью, металлическим блеском. Цвет темный зеленовато-серый с бронзовым оттенком.

Станнин II – тонковкрапленный, распространен значительно меньше по сравнению со станнином I.

Выделяется в виде мельчайших эмульсионных включений размером менее 0,01 мм обычно в сфалерите, реже в халькопирите.

По данным микрозондового анализа (8 образцов 24 анализа) станнин I характеризуется стабильным, близким к стехиометрии содержанием олова и меди (Таблица 18). Содержания железа и цинка варьируют в широких пределах, соответственно (мас.%): 2,0-11,9 и 2,0-13,2 и находятся в четкой отрицательной корреляции друг с другом. Резко преобладают железистые станнины, в которых содержания цинка не превышает 3-4%. Станнин I характеризуется повышенным содержанием серебра, индия, кадмия.

Серебро распределено неравномерно и содержание его в отдельных образцах колеблется от 0,02 до 0,21%. Более высокие содержания серебра (до 0,5% и более) связаны с микровключениями серебросодержащих минералов: козанта (2,0% серебра) и сложных серебро-свинцово-висмутовых сульфосолей.

Индий распределен в станнинах значительно равномернее и содержание его варьирует в пределах 0,1-0,3% (Таблица 18).

**Варламовит** третий по значимости оловянный минерал в руде. Гипергенный минерал, образовавшийся при окислении станнина и в пробе 17 он

представлен индивидуализированными зернами, характерного зеленовато-желтого с табачным оттенком цвета. Размер их 0,1 мм. Землистые агрегаты варламовита имеют ячеистую структуру. Центральная часть ячеек выполнена более мягким, рыхлым, плохо полирующимся материалом. Переферия ячеек сложена более плотным варламовитом матово-стекловидного облика. Эта разновидность имеет высокую плотность (4,2 г/см<sup>3</sup> и выше) и концентрируется в гравитационном концентрате. Электромагнитен. Более пористые, рыхлые зерна накапливаются в хвостах обогащения. Зерна плотного варламовита часто находятся в сростаниях или имеют примазки скородита и малахита.

По данным микрозондового анализа плотный варламовит имеет следующий состав (мас.%): SnO<sub>2</sub> – 51,41, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 15,52, Ag<sub>2</sub>O – 0,04, CuO – 1,31, As<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 5,19, Σ – 73,47.

Рыхлые разновидности варламовита весьма неоднородны по составу и содержанию олова и железа значительно меньше.

Дефицит суммы компонентов в анализах, обусловлен, очевидно, присутствием в минерале значительного количества молекулярной воды.

**Гидростаннит.** Представлен единичными зернами в классах менее 2 мм в ассоциации с варламовитом. Зерна однородные, буро-зеленого цвета, менее пористые по сравнению с варламовитом. От варламовита отличается более темной окраской.

**Вольфрамит.** Главный вольфрамовый минерал в рудах. Широко развит в кварцевых и полевошпат-кварцевых прожилках. Образует пластинчатые кристаллы длиной от 2 до 300 мкм и шириной от 0,1 до 3-5 мкм. Вольфрамит является одним из наиболее ранних минералов руд. Ассоциирует с кварцем, циннивальдитом, ранним станнином. Корродируется касситеритом II, арсенопиритом, сфалеритом.

По данным микрозондового и локального лазерного спектрального анализа состав вольфрамитов из прожилково-вкрапленных руд варьирует незначительно. По составу они отвечают преимущественно собственно вольфрамитам (промежуточным разностям ряда ферберит-гюбнерит), с незначительным преобладанием гюбнерита. Судя по результатам исследования 4 образцов (13 анализов), содержание оксида марганца варьирует (в мас.%) от 11,9 до 14,9, а оксида железа от 9,2 до 11,9%, при отношении марганца к железу 1,0-1,6.

Вольфрамит характеризуется еще более высоким содержанием элементов-примесей: скандия, тантала, ниобия. По данным количественного спектрального анализа 9 образцов (Таблица 19), отобранных в процессе минералогического картирования прожилково-вкрапленных руд, содержания в вольфрамитах скандия и ниобия в среднем соответственно в 2 и 3 раза выше, а тантала в 2 раза ниже, по сравнению с содержанием их в касситеритах.

Исследования вольфрамитов под зондом в растровых изображениях показало, что даже в пределах одного зерна примесные элементы распределены обычно неравномерно, что обусловлено присутствием мельчайших 0,1-1 мкм. микровключений собственных минералов этих элементов (колумбита, скандиевых колумбита и вольфрамониксиолита).

В то же время выявленный характер распределения примесных элементов может свидетельствовать о вхождении части ниобия (при содержаниях менее 1%), тантала (менее 0,06-0,1%) и скандия (менее 0,4%), в вольфрамит в виде изоморфной примеси.

Таблица 18

## Химический состав станнина, мас. %

| Элементы            | Cu        | Sn        | Fe       | Zn       | Ag         | Fe/Zn |
|---------------------|-----------|-----------|----------|----------|------------|-------|
| Вариации содержания | 27,9-29,6 | 26,9-29,0 | 2,0-11,9 | 2,0-13,2 | <0,02-0,21 | 1,3:1 |
| Среднее             | 28,8      | 27,7      | 7,8      | 6,5      | 0,09       |       |

Таблица 19

## Химический состав вольфрамита

| Элементы            | мас. %   |           | г/г             |           |
|---------------------|----------|-----------|-----------------|-----------|
|                     | FeO      | MnO       | WO <sub>3</sub> | Nb        |
| Вариации содержания | 9,2-11,9 | 11,9-14,9 | 74,3-76,2       | 2220-6000 |
| Среднее             | 10,5     | 13,5      | 75,3            | 3877      |

Шеелит. Распространен незначительно. Образует таблитчатые зерна матово-белого цвета, непрозрачные с хорошо выраженной спайностью, размером 0,2-1 мм. Отличительной особенностью шеелита исследованных руд является слабая люминесценция в голубых тонах, возможно из-за присутствия тонких микровключений гидроксидов железа. Химический анализ шеелита из концентрата, выполненный на микрозондовом анализаторе, соответствует стехиометрии.

Сфалерит. Наиболее широко распространенный сульфид. Тесно ассоциирует со станнином. Присутствует в жилах и прожилках в виде отдельных изометричных зерен размером 0,5-3 мм и их скоплений, а также в виде более тонкой вкрапленности, размером 0,1 мм в околожилных грейзенах. Преобладает сфалерит светло-бурого до оранжево-желтого цвета. Теснейшая ассоциация сфалерита с станнитом обуславливает наличие многочисленных, часто эмульсионных включений этих минералов друг в друге. По данным исследования на электронном микроанализаторе 5 образцов сфалерита (6 анализов) основной состав сфалерита достаточно стабилен (Таблица 20). Содержание железа не превышает обычно 3-4%, и находится в обратной корреляционной связи с цинком. Исследованные сфалериты характеризуются высоким содержанием ряда примесных элементов: кадмия, индия, селена, серебра. Их содержания по данным нейтронно-активационного анализа составляют (в г/т): кадмий 572-5030 (по данным микрозондового анализа 500-3000 г/т), индий 1700-2170, селен 277-502, серебро 137-202.

Таблица 20

#### Химический состав сфалерита, мас. %

| Содержание мас. % |         |          |            |           |       |
|-------------------|---------|----------|------------|-----------|-------|
| Zn                | Fe      | Cd       | Mn         | S         | Zn/Fe |
| 61,5-65,1         | 1,8-7,6 | 0,05-0,3 | Менее 0,05 | 32,5-34,0 | 8-35  |
| 61,4              | 4,7     | 0,22     |            | 33,5      | 17    |

Слюды. Представлены разностями ряда протолитнионит-циннвальдит. Протолитнионит – реликтовый первичный минерал относительно слабо измененных гранитов. Образует мелкие (0,2-1,5 мм) пластинки темного буровато-коричневого цвета. Ассоциирует с полевыми шпатами и кварцем гранитов. Циннвальдит – развит в прожилках и жилах, локализуясь обычно в их зальбандах.

Пластинки его более крупные, размером от 1 до 10 п мм, реже до 10 п мм. Цвет светло-коричневый. Ассоциирует с кварцем, калишпатом, вольфрамитом, касситеритом.

Слюды характеризуются высоким содержанием редких щелочей, скандия, повышенным содержанием ниобия и олова (Таблица 21).

#### Минералы тантала и ниобия

Колумбит. Является, по-видимому, основным минералом носителем и концентратором ниобия и тантала в руде. Исследован колумбит, накапливающийся в вольфрамитовом концентрате. Он представлен мелкими пластинчатыми кристалликами черного цвета, размером 0,01-0,1 мм., электромагнитен. По внешнему облику весьма сходен с вольфрамитом, однако не

просвечивает красным даже в тонах сколках. Состав минерала исследован на микрозонде. Преобладают существенно ниобиевые разности ряда колумбит-танталит.

Химический состав колумбита, мас. %:

$\text{Nb}_2\text{O}_5$  – 75,6,  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  – 3,0,  $\text{TiO}_2$  – 0,6,  $\text{SnO}_2$  – не обн.,  $\text{FeO}$  – 10,5,  $\text{MnO}$  – 10,2. Сумма 99,9.

Встречается, но более редко, колумбит с повышенным содержанием (7,4–8,8%) оксида тантала.

Скандиевые тантало-ниобаты. Эти минералы установлены только в виде микровключений в касситеритах и вольфрамитах. Образуют тончайшую рассеянную вкрапленность размером первые микроны, а возможно и мельче. Значительно реже встречаются выделения размером до 20–40 мкм. По составу среди них могут быть выделены скандиевый колумбит и минерал близкого состава со значительно более высоким содержанием вольфрама (называемый вольфрамонксиолит). Химический состав этих минералов, установленных в виде микровключений в касситерите, приведен ниже (мас. %) соответственно:  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  – 56,7 и 35,1,  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  – 2,9 и 8,2,  $\text{TiO}_2$  – 8,7 и 9,6,  $\text{SnO}_2$  – 0,9 и не обн.,  $\text{Se}_2\text{O}_3$  – 5,2 и 4,4,  $\text{FeO}$  – 4,0 и 12,8,  $\text{MnO}$  – 12,3 и 5,0. Сумма 97,2 и 101,5

Минералы-концентраторы тория. В процессе работы над пробой особое внимание уделялось исследованию форм нахождения тория в руде и балансу его по продуктам обогащения. Установлены и впервые проанализированы минералы-концентраторы тория – "ториевый" циркон и торит (ферриторит) из зернистого оловянно-вольфрамового концентрата.

Торит (ферриторит). Представлен мелкими, мельче, чем касситерит, изометричными зернами, размером 0,03–0,3 мм. Преобладают зерна размером 0,05–0,1 мм. Цвет минерала варьирует от буро-черного до красно-коричневого.

Поверхность неровная, корродированная, блеск смолистый. Установление повышенной магнитности, обусловленная, возможно, микропримесями гидроксидов железа.

Исследования на микрозонде показали значительную изменчивость состава минерала, прежде всего в отношении железа и тория (Таблица 22). Содержание оксида железа варьирует (мас. %) от 0,9 до 17,0, а оксида тория от 68,7 до 52,5. При этом между железом и торием устанавливается отчетливая обратная связь. Исследованные образцы представляют собой члены ряда торит-ферриторит с явным преобладанием последних. Зерна ферриторита характеризуются отчетливым неоднородным строением с неравномерным распределением большинства элементов, особенно железа, что видимо, связано с проявлением более поздних процессов гидротермального изменения.

Циркон. Образует изометричные зерна, аналогичные по размеру зернам ферриторита. Цвет его от оранжево-желтого до желтого. Периферическая часть его выделений обычно однородная, мономинеральная, не содержит тория. Центральная часть зерен часто содержит значительное количество микровключений торита и ксенотима обуславливающих высокое содержание тория при валовом анализе минерала (до 3–4% по данным локального лазерного спектрального анализа). Состав циркона без включений приведен ниже (мас. %):  $\text{ZrO}_2$  – 63,7,  $\text{HfO}_2$  – 2,9,  $\text{SiO}_2$  – 32,1. Сумма – 98,7.

Обращает на себя внимание высокое содержание гафния, которое варьирует от 2,5 до 4,6%.

Таблица 21

## Содержание редких щелочей, скандия, олова, и ниобия в слюдах

| Тип слюды      | Содержание, мас. % |                   |                   |         |         | Содержание, г/т |  |  |
|----------------|--------------------|-------------------|-------------------|---------|---------|-----------------|--|--|
|                | Li <sub>2</sub> O  | Rb <sub>2</sub> O | Cs <sub>2</sub> O | Sc      | Sn      | Nb              |  |  |
| Протоалтигонит | 1,71-186           | 0,54-0,64         | 0,034-0,035       | 256-577 | 250-830 | 250-700         |  |  |
|                | 1,78               | 0,58              | 0,035             | 363     | 443     | 413             |  |  |
| Циннивальмит   | 2,65-3,81          | 0,55-0,85         | 0,024-0,032       | 77-155  | 140-900 | 100-130         |  |  |
|                | 3,40               | 0,70              | 0,028             | 110     | 453     | 130             |  |  |

Таблица 22

## Химический состав минералов ряда торит-ферриторит (мас.%)

| Компоненты | № обр. | ThO <sub>2</sub> | FeO  | Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | PbO | CaO | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | HO <sub>2</sub> | Σ    |
|------------|--------|------------------|------|-------------------------------|-----|-----|------------------|--------------------------------|-------------------------------|-----------------|------|
|            |        | 54,9             | 17,0 | 0,7                           | 5,2 | 0,3 | 13,4             | 0,4                            | 0,5                           | н/о             | 92,4 |
| T-3        |        | 60,3             | 7,7  | 0,9                           | 6,1 | 0,1 | 15,3             | 0,4                            | 0,3                           | н/о             | 91,1 |
| T-2        |        | 68,7             | 0,9  | 6,1                           | 0,1 | 0,1 | 12,7             | 0,1                            | 0,4                           | 2,0             | 91,1 |
| T-5        |        |                  |      |                               |     |     |                  |                                |                               |                 |      |

### *Особенности раскрытия касситерита и станнина в руде.*

В качестве критерия раскрытия используется понятие класса раскрытия, которое включает суммарное содержание раскрытого минерала и богатых сростков в количестве более 90%. При исследовании материала пробы 17 установлено, что для касситерита это класс  $-0,5+0,25$  мм (при дроблении руды до  $-12$  мм) и класс крупности  $-0,254+0,1$  мм (при дроблении руды до  $-1$  мм).

Класс крупности раскрытия станнина в пробе 17 аналогичен для касситерита в отличие от пробы 7/2, где станнин более мелкий и раскрывается хуже.

Таким образом, как для касситерита, так и для станнина в пробе 17 – установлена конечная крупность дробления  $-0,25$  мм.

### *Распределение минералов по классам крупности и фракциям плотности*

При классификации измельченной до 1 мм руды наблюдается следующее перераспределение минералов.

Содержание кварца и полевых шпатов уменьшается при уменьшении класса крупности, достигая минимума соответственно в классах  $-0,25+0,1$  мм и  $-0,1+0,044$  мм, а затем вновь увеличивается в еще более мелких классах. Содержание топаза и циннвальдита направленно увеличиваются, достигая максимума в наименьшем классе крупностью  $-0,044+0$  мм.

С уменьшением класса крупности (к классу  $-0,1+0,044$  мм) отличаются следующие тенденции для рудных минералов. Снижается содержание станнина и касситерита (соответственно в 2 и 4 раза), и увеличивается содержание вольфрамита (в 2 раза), варламовита и гидростаннита (в 2-3 раза), сфалерита, циркона, торита (в 4-5 раз).

Остальные минералы по всем классам крупности распределяются примерно равномерно.

Разделение руды по фракциям плотности показало, что во фракции  $2,9-3,4$  г/см<sup>3</sup> резко уменьшается (в 5 раз) содержание кварца в практически отсутствуют полевые шпаты. В этой же фракции наблюдается максимальное содержание циннвальдита, тогда как для топаза максимум отмечается в следующей фракции.

Содержание рудных минералов закономерно увеличивается от легких к тяжелым фракциям (от менее  $2,9$  до более  $4,2$  г/см<sup>3</sup>):

- касситерит до 6,25% (более чем в 600 раз)
- станнина до 16,5% (более чем в 300 раз)
- варламовита до 1,12% (в 100 раз)
- гидростаннитов до 0,54% (в 10 раз)
- вольфрамита до 21,7% (более чем в 200 раз)
- шеелита до 0,35% (в 40 раз)

Таким образом, рудные минералы могут быть расположены в следующем порядке по вероятной степени гравитационного обогащения: касситерит – вольфрамит – отаннин – шеелит – варламовит – гидростаннат.

### *Распределение основных полезных компонентов по классам крупности и фракциям плотности*

При дроблении руды до  $-6$  мм мелкие классы крупности значительно обогащены по сравнению с более крупными. Резкое увеличение происходит: для олова – в классе  $-1+0,5$  мм, для вольфрама и цинка – в классе  $-0,5+0,2$  мм (Таблица 23).

Таблица 23

**Распределение олова, вольфрама и цинка по классам крупности руды дробленной до -6 мм, %**

| Класс крупности, мм | Выход | Содержание |                 |       | Распределение |       |       |
|---------------------|-------|------------|-----------------|-------|---------------|-------|-------|
|                     |       | Sn         | WO <sub>3</sub> | Zn    | Sn            | W     | Zn    |
| -6+3,5              | 65,66 | 0,086      | 0,025           | 0,122 | 45,0          | 57,7  | 50,1  |
| -3,5+2,0            | 10,50 | 0,11       | 0,029           | 0,131 | 9,3           | 10,6  | 8,6   |
| -2,0+1,0            | 7,22  | 0,12       | 0,024           | 0,145 | 6,9           | 6,0   | 6,5   |
| -1,0+0,5            | 4,23  | 0,233      | 0,008           | 0,177 | 7,8           | 1,1   | 4,6   |
| -0,5+0,2            | 3,84  | 0,240      | 0,053           | 0,285 | 7,3           | 7,0   | 6,9   |
| -0,2+0,1            | 2,63  | 0,299      | 0,065           | 0,463 | 6,2           | 6,0   | 7,6   |
| -0,1+0,074          | 1,35  | 0,345      | 0,059           | 0,401 | 3,7           | 2,8   | 3,4   |
| -0,074+0,044        | 1,12  | 0,379      | 0,063           | 0,420 | 3,3           | 2,5   | 3,0   |
| -0,044+0            | 3,45  | 0,387      | 0,054           | 0,433 | 10,5          | 6,3   | 9,3   |
| Исх. руда           | 100,0 |            |                 |       | 100,0         | 100,0 | 100,0 |
| Аналитич.           |       | 0,154      | 0,038           | 0,18  |               |       |       |

Таблица 24

**Распределение олова и вольфрама по фракциям плотности руды, дробленной до -12 мм, %**

| Фракции, г/см <sup>3</sup> | Выход | Содержание |                 | Извлечение |                 |
|----------------------------|-------|------------|-----------------|------------|-----------------|
|                            |       | Sn         | WO <sub>3</sub> | Sn         | WO <sub>3</sub> |
| 2,9                        | 93,04 | 0,098      | 0,49            | 46,2       | 66,2            |
| 2,9-3,3                    | 3,37  | 1,13       | 0,199           | 19,2       | 9,9             |
| 3,3-4,2                    | 0,87  | 2,483      | 0,281           | 11,1       | 2,8             |
| 4,2                        | 0,34  | 11,779     | 3,758           | 20,2       | 18,1            |
| -0,05+0                    | 2,22  | 0,30       | 0,095           | 3,3        | 3,0             |
| Суммарно -12+0             | 100,0 |            |                 | 100,0      |                 |

В то же время большая часть полезных компонентов (около 50%) связана с наиболее крупным классом (-6+3,5 мм) и незначительная (около 13% для олова и цинка и около 11% для вольфрама) с мелкими классами крупности (-0,2 мм) (Таблица 23).

В руде, состоящей, в основном, из полевых шпатов и кварца, выход легкой (2,9 г/см<sup>3</sup>) фракции составляет 93,04% (Таблица 24). Выход средних фракций (2,9-3,4 и 3,4-4,2 г/см<sup>3</sup>) значительно ниже и составляет соответственно 3,37 и 0,87%. Минимален выход фракции – более 4,2 г/см<sup>3</sup> (0,34%).

Олово. В целом в пробе с тяжелой (4,2 г/см<sup>3</sup>) фракцией связано 20,2% олова, а в сумме с фракцией 3,3-4,2 г/см<sup>3</sup> – 31,3%, что свидетельствует о низком извлечении основного полезного компонента при гравитационном обогащении руды, дробленной до -12 мм. Значительная часть олова в руде (46,2%) связана с легкой (2,9 г/см<sup>3</sup>) фракцией. Потери олова в шламах (класс крупности -0,05+0,02 мм) невелики (3,3%).

Вольфрам. Тенденция распределения вольфрама по фракциям плотности близка таковой для олова. Следует отметить, однако, несколько пониженное извлеченное вольфрама по сравнению с оловом во фракцию 4,2 г/см<sup>3</sup> и резко пониженное в фракцию 3,3-4,2 г/см<sup>3</sup>. Таким образом, суммарное извлечение вольфрама в эти две фракции в 1,5 раза ниже, по сравнению с оловом. В 1,5 раза больше вольфрама связано с легкой фракцией 2,9 г/см<sup>3</sup> – 66,2%, Потери вольфрама в шлаках идентичны таковым для олова.

#### *Баланс распределения основных и попутных полезных компонентов*

##### Олово

Особенностью руды является присутствие четырех собственных минералов олова: касситерита, станнина, варламовита и гидростанната, концентрирующих 90,9% олова. При этом 33,8% связано с касситеритом, 40,2% со станнином, 16,9% с варламовитом и гидростаннатом, т.е. соотношение минералов составляет 2:2,5:1.

Заметная часть олова (3,0%) связана с сульфидами (в основном со сфалеритом), 6,0% рассеяно в породообразующих минералах.

##### Вольфрам

Подавляющая часть вольфрама (76,9%) связана с вольфрамитом, 10,9% с шеелитом, 11,4% рассеяно в породообразующих минералах. Весьма незначительная часть связана с касситеритом (0,2%) и станнином (0,5%).

##### Цинк

На 82,9% концентрируется в сфалерите, 11,9% связано со станнином, 5,1% с породообразующими минералами.

##### Серебро

69,5% серебра связано с сульфидами. Частично в виде изоморфной примеси, но в большей степени в виде мелких выделений собственных минералов (сульфосоли серебра, сурьмы, висмута, меди) и микровключений этих минералов в сульфиды. Значительная часть серебра концентрируется в станнине (22,3%), также в основном в виде микровключений. Около 4,9% связано с породообразующими минералами, 3,4% – с варламовитом.

##### Скандий

Почти две трети (63,6%) скандия рассеяно в слюдах, еще 22% в породообразующих минералах. 13% скандия связано с касситеритом и вольфрамитом (причем 3/4 с последним).

##### Ниобий

Две трети ниобия (65,6%) связано с колумбитом, в технологическом процессе накапливается совместно с вольфрамитом в продукте электромагнитной доводки. 32,4% – с породообразующими минералами. На долю вольфрамита и касситерита приходится только 2,4% всего ниобия.

##### Тантал

В отличие от ниобия, тантал в еще большей степени рассеян в породообразующих минералах (60,3%). Собственно с колумбитом связано 30,0% и лишь 9,1% приходится на долю касситерита и вольфрамита.

##### Литий

На 88,1% связан с литиевыми слюдами (циннвальдит, протолитиснит), остальной рассеян в полевых шпатах и кварце.

#### *Прогнозная оценка обогатимости руды*

Руда пробы 17 по составу породообразующих минералов, содержанию основных и попутных компонентов, близка ранее изученным пробам по этому типу руд. Однако весьма отличается по соотношению минеральных

форм олова – значительным преобладанием станнина и повышенным содержанием оксидных форм. Принципиально, это ухудшает технологические свойства руд. Однако благоприятная granulometрия станнина позволяет прогнозировать достаточно высокое общее извлечение олова при изменении обычного распределения его в продуктах обогащения. Значительно большая, чем в ранее изученных технологических пробах доля извлекаемого олова (40-45%), будет связана с оловянно-сульфидным флотационным концентратом. Следует учесть, что в случае недоизвлечения части станнина в флотационный концентрат, он, в силу повышенной магнитности в процессе электромагнитной доводки, будет избирательно концентрироваться в вольфрамитовом концентрате.

Математическая обработка результатов малообъемного минералоготехнологического картирования (МТК) позволила рассчитать уравнение регрессии для прогнозной оценки извлечения олова в черновой концентрат. Для жильково-вкрапленных руд в гранитах наиболее оптимальное из них имеет вид:  $\varepsilon \text{ Sn}_{\text{прогн}} = \text{Sn}_{\text{общ}} \cdot 66,4 - \text{WO}_3 \cdot 164,97 + 76,88$ .

Полученная по этому уравнению прогнозная оценка извлечения олова в черновой концентрат для пробы 17 равна 81,6% при ошибке определения (стандартное отклонение) 4,2%.

С учетом поправки на уменьшение извлечения олова (-5,4%) для лабораторных и полупромышленных проб по сравнению с пробами МТК получаем прогнозное извлечение олова для данной пробы (оквзное) 76,2%.

В контурах отбора пробы 17 и в непосредственной близости от нее ранее было отобрано и изучено 5 малообъемных технологических проб. По данным химического фазового анализа относительное содержание станниновой и оксидных форм олова в них варьирует в очень широких пределах, соответственно 10-50,7% и 1,5-48%, при вариациях извлечения в черновой концентрат от 78,5 до 94,8% и среднем извлечении 84,6%. Эта величина близка к прогнозному извлечению, рассчитанному по уравнению регрессии.

Весьма высокая степень концентрации вещества, достигаемая в процессе обогащения данных руд (до 500), приведет к тому, что редкие, практически аксессуарные минералы гранитов и руд, в частности циркон и мелкий ферриторит становятся важной составной частью конечного оловянного концентрата. Содержание этих минералов может достигать соответственно 10-15 и 3-4%, что потребует дезактивации оловянного концентрата. В связи с тем, что исследованные цирконы содержат значительное количество гафния (содержание его в концентрате может достигать 0,2-0,4%), необходимо в дальнейшем рассмотреть вопрос о возможности извлечения этого ценного металла и поведения его в процессе дезактивации.

## 2.2.2. Укрупненно-лабораторные исследования обогатимости по гравитационной схеме с получением чернового оловянного-вольфрамового концентрата.

### *Изучение контрастности и эффективности признака разделения.*

Контрастность – степень различия кусков по содержанию ценных компонентов. Для количественной оценки этого свойства используется показатель контрастности М. Оценка контрастности пробы 17 проводилась на классе крупности -60+30 мм при выборке 100 кусков руды. Показатель контрастности (М) по олову составил 1,24, по вольфраму – 1,21. По данным исследований руда относится к категории контрастных как по олову, так и по

вольфраму. Теоретически из нее можно выделить 65-70% хвостов с содержанием олова 0,02% и триоксида вольфрама 0,01%.

Рентгенорадиометрический метод (РРМ) основан на использовании различий в интенсивности и энергии флуоресцентного (характеристического рентгеновского излучения, возбуждаемого гамма-квантами. Энергия флуоресцентного излучения зависит от атомного номера химического элемента, а интенсивность – от содержания его в руде.

Эффективность признака разделения определяется природными свойствами руды, а также характеристикой применяемой аппаратуры: геометрическими условиями измерений, выбором радиоизотопного источника для обеспечения оптимального возбуждения выделяемых элементов, типом детектора.

При оценке РРМ в качестве признака разделения использовалось спектральное отношение  $\eta = N_x / N_s$ , где  $N_x$  и  $N_s$  – зарегистрированные в соответствующих энергетических интервалах скорости счета (имп/сек), характеризующие интенсивность флуоресцентного рентгеновского излучения олова и вольфрама и рассеянного от анализируемой среды гамма-излучения источника ( $^{241}\text{Am}$  – для определения олова,  $^{57}\text{Co}$  – для вольфрама).

Оценка признака разделения проводилась с помощью рентгенорадиометрической аппаратуры (АПР), включающей: узел облучения и регистрации пропорциональными счетчиками типа CU-IOP, устройство подачи кусков в зону измерения, рентгенорадиометрический анализатор РПСЧ – d.

Куски руды вводились в камеру измерения планкой, передвигающейся по направляющим пазам. В зоне облучения осуществлялась геометрия, так называемой (прямой видимости в широком телесном угле, позволяющая регистрировать характеристическое излучение со значительной части облучаемой стороны куска.

Камера измерения выполнялась в виде «домика», экранированного свинцовым стеклом.

Оценка признака разделения производилась по результатам измерения кусков с одной из сторон ( $\eta_1$  и  $\eta_2$ ), а также по полусумме измерения сторон 0,5 ( $\eta_1 + \eta_2$ )

Полученные теоретические показатели РРС приведены в Таблице 25.

Как видно, двухсторонний осмотр кусков обеспечивает более высокую эффективность разделения по сравнению с односторонним измерением.

Таблица 25

### Теоретические показатели РРС по выделению хвостов при различных разделительных признаках, %

| Класс крупности, мм | Выход | Содержание олова               |                                    |          |                                    |
|---------------------|-------|--------------------------------|------------------------------------|----------|------------------------------------|
|                     |       | Разделение по содержанию олова | Разделение с односторонним образом |          | Разделение с 2-х сторонним обзором |
|                     |       |                                | $\eta_1$                           | $\eta_2$ |                                    |
| -60+30              | 40    | 0,008                          | 0,013                              | 0,019    | 0,013                              |
|                     | 50    | 0,009                          | 0,015                              | 0,020    | 0,014                              |
|                     | 60    | 0,012                          | 0,018                              | 0,022    | 0,017                              |

*Технологическая схема обогащения на стадии получения черновых концентратов*

Руда пробы 17, обогащалась по гравитационной схеме, разработанной в ВИМСе и апробированной в условиях полупромышленных испытаний в КЭ ВИМСа.

Масса руды пробы 17, поступающей на обогащение, составляла 250 кг. Технологическая схема обогащения состояла из следующих операций:

- отсадка исходной руды, измельченной до крупности -6 мм, с получением надрешетного концентрата (-6+1 мм), который является готовым черновым концентратом, подрешетного концентрата (-1+0 мм), хвостов (-6+0 мм) и шламов;
- винтовая сепарация (1) подрешетного концентрата с получением концентрата и хвостов;
- концентрация на столах (1 и 2) концентрата 1-ой винтовой сепарации с получением готовых черновых концентратов и хвостов;
- измельчение хвостов отсадки до -1 мм и последующая винтовая сепарация (2) с получением концентрата и хвостов, которые после операции обезвоживания являются отвальными;
- концентрация на столах (3 и 4) концентрата 2-ой винтовой сепарации с получением готовых черновых концентратов и хвостов, причем, хвосты стола 3 являются отвальными, а стола 4 – требуют переработки;
- доизмельчение хвостов 1, 2, 4 столов до крупности -0,3 мм с последующей их переработкой на концентрационных столах (5 и 6) с получением готовых черновых концентратов и отвальных хвостов;
- сбор шламов с их последующей классификацией в гидроциклоне и обогащением класса -0,044+0,020 мм на шламовом концентрационном столе с получением шламового чернового концентрата.

Сводные показатели обогащения по гравитационной схеме с получением чернового концентрата приведены в Таблице 26.

Анализ приведенных данных Таблицы 26 показывает возможность получения:

- чернового зернистого гравитационного концентрата с содержанием олова 2,53%, триоксида вольфрама 0,577 при их извлечении соответственно: 78,45 и 72,7;
- чернового шламового концентрата с содержанием олова 0,305%, триоксида вольфрама 0,074% при их извлечении 2,1% (каждого);
- суммарное извлечение олова и вольфрама в черновые концентраты составило 80,55 и 74,8%.

Гранулометрический анализ отвальных хвостов и распределение олова и триоксида вольфрама, приведенные в Таблице 27, показывают равномерное распределение металлов в классах крупности -1+0,1мм, при этом их содержание равно или ниже отвального. В классах крупности -0,1+0мм несколько повышенное содержание, однако оно не характерно для возможности дальнейшего их обогащения.

Содержание серебра во всех классах крупности одинаково и равно <0,002%.

Таблица 26

Сводные показатели обогащения на стадии получения черного концентрата, % от руды.

| Наименование продукта  | Выход | Содержание |                     | Извлечение |                     |
|------------------------|-------|------------|---------------------|------------|---------------------|
|                        |       | Олово      | Триоксида вольфрама | Олово      | Триоксида вольфрама |
| Зернистый черновой к-г | 4,78  | 2,53       | 0,577               | 78,45      | 72,70               |
| Шламовый черновой к-г  | 1,08  | 0,305      | 0,074               | 2,10       | 2,10                |
| Суммарно               | 5,86  | 2,12       | 0,484               | 80,55      | 74,80               |
| Шламы                  | 17,12 | 0,072      | 0,019               | 8,0        | 8,70                |
| Хвосты отвальные       | 77,02 | 0,023      | 0,008               | 11,45      | 16,50               |
| Исходная руда          | 100,0 | 0,154      | 0,038               | 100,0      | 100,00              |

Таблица 27

Гранулометрический анализ отвальных хвостов и распределение олова, триоксида вольфрама по классам крупности, %

| Класс крупности, мм | Выход | Содержание |                     | Извлечение |                     |
|---------------------|-------|------------|---------------------|------------|---------------------|
|                     |       | Олово      | Триоксида вольфрама | Олово      | Триоксида вольфрама |
| +1                  | 0,3   | 0,030      | 0,060               | 0,3        | 2,2                 |
| -1+0,5              | 48,8  | 0,020      | 0,003               | 37,0       | 17,7                |
| -0,5+0,2            | 23,0  | 0,016      | 0,003               | 13,9       | 8,4                 |
| -0,2+0,1            | 9,7   | 0,016      | 0,003               | 5,9        | 3,5                 |
| -0,1+0,080          | 2,6   | 0,050      | 0,003               | 4,9        | 9,5                 |
| -0,080+0,044        | 2,4   | 0,061      | 0,009               | 5,5        | 2,6                 |
| -0,044+0            | 13,2  | 0,065      | 0,035               | 32,5       | 56,1                |
| Сумма расчетная     | 100,0 | 0,026      | 0,0082              | 100,0      | 100,0               |
| Сумма аналитическая | 100,0 | 0,023      | 0,0080              |            |                     |

Сводные показатели обогащения на стадии доводки черновых концентратов, %

| Наименование продуктов                           | Выход | Содержание |                     | Извлечение |                     |
|--------------------------------------------------|-------|------------|---------------------|------------|---------------------|
|                                                  |       | Олово      | Триоксида вольфрама | Олово      | Триоксида вольфрама |
| Оловянный концентрат                             | 0,103 | 47,78      | 2,62                | 31,21      | 7,14                |
| Вольфрамовый концентрат                          | 0,04  | 0,72       | 48,6                | 0,18       | 51,37               |
| Оловянно-сульфидный продукт (зернистый)          | 0,942 | 6,04       | 0,11                | 36,87      | 2,76                |
| Оловянно-сульфидный продукт (шламовый)           | 0,04  | 3,50       | 0,074               | 0,90       | 0,10                |
| Шламы доводки                                    | 0,135 | 0,858      | 0,571               | 0,75       | 2,03                |
| Промпродукт доводки                              | 1,386 | 4,93       | 0,304               | 44,35      | 11,11               |
| Суммарный оловянно-сульфидный продукт            | 1,561 | 4,55       | 0,322               | 46,00      | 13,24               |
| Промпродукт доводки (в шихе основной гравитации) | 4,138 | 0,118      | 0,028               | 3,16       | 3,05                |
| Суммарно олово                                   | 1,664 | 7,22       | 0,464               | 78,71      | 20,38               |
| Суммарно триоксида вольфрама                     | 0,04  | 0,72       | 48,6                | 0,18       | 52,87               |
| Черновой гравитационный концентрат (суммарный)   | 4,78  | 2,53       | 0,577               | 78,45      | 72,70               |

Результаты полного минералогического анализа продуктов доводки, %

| Содержание минералов, % об | Наименование продуктов                   |                                          |                                            |                                         |
|----------------------------|------------------------------------------|------------------------------------------|--------------------------------------------|-----------------------------------------|
|                            | Черновой<br>гравитационный<br>концентрат | Пенный продукт<br>сульфидной<br>флотации | Камерный продукт<br>сульфидной<br>флотации | Оловянно-<br>вольфрамовый<br>концентрат |
| Кварц                      | 40,5                                     | 0,3                                      | 6,8                                        | 0,6                                     |
| Полевые шпаты              | 8                                        |                                          | 1,9                                        | 0,3                                     |
| Цинквальднит мусковит      | 4                                        |                                          |                                            |                                         |
| Касситерит                 | 1,5                                      |                                          | 1,8                                        | 39,3                                    |
| Станнин                    | 5                                        | 18,5                                     | 0,1                                        | 1,3                                     |
| Варламовит, гидростаннаты  | 0,1                                      |                                          |                                            |                                         |
| Вольфрамит                 | 1,0                                      |                                          | 1,0                                        | 22,7                                    |
| Шеслит                     | 0,1                                      |                                          | 0,1                                        | 3,8                                     |
| Колумбит                   | -                                        |                                          | -                                          | -                                       |
| Сфалерит                   | 6                                        | 34,1                                     | 0,2                                        | 5,5                                     |
| Халькопирит                | 0,1                                      | 1,0                                      |                                            |                                         |
| Арсенопирит                | 9                                        | 19,1                                     | 0,02                                       | 2,5                                     |
| Пирит, марказит            | 1                                        | 10,0                                     |                                            | 3,0                                     |
| Пирротин                   | 0,5                                      | 2,0                                      |                                            |                                         |
| Циркон                     | 0,4                                      |                                          | 0,2                                        | 4,7                                     |
| Торит                      | 0,8                                      |                                          | 0,05                                       | 1,0                                     |
| Топаз                      | 20,0                                     |                                          | 83,3                                       | 14,8                                    |
| Кальцит, сидерит           |                                          |                                          | 2,9                                        |                                         |
| Флюорит                    | 0,1                                      |                                          | 0,9                                        | 0,05                                    |
| Апатит                     |                                          |                                          | 0,9                                        | 0,1                                     |
| Малахит                    |                                          |                                          | 0,02                                       | 0,3                                     |
| Гидроксиды железа          | 2                                        |                                          |                                            | 0,05                                    |
| Технический пенный продукт |                                          | 15,0                                     |                                            |                                         |

### *Доводка черновых коллективных гравитационных концентратов*

Доводка черного зернистого гравитационного концентрата, представленного надрешетным концентратом отсадки и концентратами столов, полученными от обогащения подрешетного концентрата и хвостов отсадки, проводилась по схеме, включающей:

- дробление надрешетного концентрата до -1 мм, объединение с черновым концентратом концентрационных столов, классификацию материала по крупности -0,3 мм, додробливание плюсового материала;
- сульфидную флотацию класса -0,3 мм с получением оловянно-сульфидного продукта для последующего химико-металлургического передела и камерного продукта;
- концентрацию на столах камерного продукта флотации с получением коллективного оловянно-вольфрамового концентрата, промпродукта и шламов, направленных на объединение с оловянно-сульфидным продуктом и хвостов, которые возвращаются на 4-ый стол основной гравитации<sup>2</sup>;
- дезактивацию коллективного оловянно-вольфрамового концентрата;
- электромагнитную сепарацию дезактивированного оловянно-вольфрамового концентрата с получением товарных оловянного и вольфрамового концентратов;
- сульфидную флотацию шламового черного концентрата с получением шламового оловянного-сульфидного продукта и камерного продукта, направляемого на концентрацию на стол 9 доводочного узла.

Сводные показатели обогащения на стадии доводки черновых концентратов приведены в Таблице 28.

Результаты полного минералогического анализа продуктов доводки приведены в Таблице 29.

Анализ представленных данных показывает возможность получения:

- оловянного концентрата с содержанием олова 47,78%, триоксида вольфрама 2,62%, при их извлечении, соответственно, %: 31,21 и 7,14;
- вольфрамового концентрата с содержанием триоксида вольфрама 48,6%, олова 0,72%, при их извлечении, соответственно, %: 51,37 и 0,18;
- оловянно-сульфидного продукта с содержанием олова 4,55, триоксида вольфрама 0,322, при их извлечении, соответственно, 46,00 и 13,24, а также с содержанием 7,01 % мышьяка и 8,3% цинка;
- суммарное извлечение олова и триоксида вольфрама в товарные концентраты и продукты составило соответственно, %: 78,71 и 52,87.

### 2.2.3. Дезактивация коллективного оловянно-вольфрамового концентрата

Исходная руда пробы 17 содержит  $8 \cdot 10^{-4}$  % урана и  $3,5 \cdot 10^{-3}$  % тория, то есть является неактивной. В процессе обогащения уровень активности заметно повышается и в коллективном оловянно-вольфрамовом концентрате уже превышает предельно допустимую норму в 3,7 раза – ториевый эквивалент равен 0,37 при содержании урана 0,0447% и тория 0,236%. В связи с этим встает необходимость проведения дезактивации коллективного кон-

---

<sup>2</sup> в результате обогащения и разассигнования этого продукта извлечение олова и триоксида вольфрама в коллективный концентрат повышено в среднем на 1,0% (по данным исследований)

концентрата перед селекцией и выделением оловянного и вольфрамового концентратов электромагнитной сепарацией.

Исследования показали, что наиболее приемлемым способом дезактивации в данном случае является выпелачивание соляной кислотой.

Условия проведения выпелачивания следующие:

исходный материал крупностью -0,3 мм распульцовывается в воде при соотношении жидкого и твердого 2:1, пульпа нагревается до 80С°, после чего добавляется соляная кислота плотностью 1,17 г/см<sup>3</sup> (расход 2 м<sup>3</sup>/т). Выпелачивание длится 2 часа в термостате.

После выпелачивания пульпа разделяется на вакуум-фильтре, твердая часть промывается водой. Объединенные растворы перед хвостохранилищем нейтрализуются гашеной известью марки ТУ 48-5-40-73 при расходе 0,5 т/м<sup>3</sup> раствора.

Выход кека 89%. Содержание урана и тория в кеке составляет: 0,004% и 0,056%, соответственно, ториевый эквивалент – 0,068%, что ниже санитарной нормы (0,1%).

Потерь олова и вольфрама при выпелачивании нет. Содержание урана и тория в растворе составляет, г/л: уран – 0,15, торий – 0,6.

*Таблица 30*

### **Результаты радиометрического анализа оловянно-вольфрамового концентрата до и после кислотной обработки.**

| Продукт                   | Содержание, % |       | Активность |                       |
|---------------------------|---------------|-------|------------|-----------------------|
|                           | Уран          | Торий | Тн экв, %  | кюри/кг по L – изл.   |
| До кислотной обработки    | 0,0447        | 0,236 | 0,37       | 2,8 10 <sup>-6</sup>  |
| После кислотной обработки | 0,044         | 0,056 | 0,068      | 0,25 10 <sup>-6</sup> |

#### **2.2.3. Обезмышьяковывание коллективного оловянно-сульфидного продукта.**

В результате доводочных операций получен оловянно-сульфидный продукт с выходом 1,56%, содержанием олова 4,65%, мышьяка 7,01%, цинка 8,31% при извлечении в него олова 46,0%.

Переработка этого продукта в дальнейшем осуществляется химико-металлургическим способом по схеме деарсенизирующей обжиг-фьюмингование. Вследствие того, что деарсенизирующий обжиг продуктов с повышенным содержанием мышьяка усложняет технологическую схему, проведены исследования по дальнейшей доводке оловянно-сульфидного продукта обогащенными методами.

Разработанная в ВИМСе технология обогащения (Рис. 1) включает операции электромагнитной сепарации и флотации.

Коллективный оловянно-сульфидный продукт поступал на сухую электромагнитную сепарацию, которая проводилась при напряженности магнитного поля 9000 эрстед (3а) с несколькими перечистками магнитной фракции.

# Качественно-количественная схема доводки коллективного оловянно-сурьфирного продукта

оловянно-сурьфирный продукт - 0,3 мм

|       |       |       |
|-------|-------|-------|
| 4,55  | 20,3  | 8,314 |
| 100,0 | 100,0 | 100,0 |
| 1,561 | 46,0  | 78,2  |
|       |       | 72,1  |

магнитная сепарация (9000 эрстед)

|       |       |      |
|-------|-------|------|
| 0,196 | 48,33 | 0,2  |
| 40,7  | 1,8   | 91,9 |
| 0,635 | 0,8   | 71,9 |
|       |       | 0,7  |

н. м. др.  
мышьякобистый  
продукт

селективная флотация

|       |      |      |
|-------|------|------|
| 10,2  | 0,31 | 19,4 |
| 42,0  | 94,1 | 1,9  |
| 0,656 | 43,3 | 1,4  |
|       |      | 70,7 |

Рв=2,75  
оловянно-сурьфирный  
к-т К00-3

|      |     |      |
|------|-----|------|
| 1,1  | 2,5 | 0,48 |
| 17,3 | 4,1 | 6,2  |
| 0,27 | 1,9 | 4,9  |
|      |     | 0,7  |

оловянно-сурьфирный  
продукт

на химико-металлур-  
гический передел

на захранение

Рисунок 1.

Таблица 3.1

# Результаты обезмышьяковывания оловянно-свинцового продукта, %

| Наименование про-<br>дукта                      | Выход | Содержание |                        |       |        |        |              | Извлечение (от руды) |                        |      |        |        |         |
|-------------------------------------------------|-------|------------|------------------------|-------|--------|--------|--------------|----------------------|------------------------|------|--------|--------|---------|
|                                                 |       | Олово      | Триоксида<br>вольфрама | Цинк  | Свинец | Мышьяк | Серебро, г/т | Олово                | Триоксида<br>вольфрама | Цинк | Свинец | Мышьяк | Серебро |
| Оловянно-свинцовый<br>концентрат марки<br>КОС-3 | 0,656 | 10,2       | 0,48                   | 19,4  | 2,75   | 0,31   | 357,0        | 43,3                 | 8,29                   | 70,7 | 69,38  | 1,4    | 50,7    |
| Оловянно-свинцовый<br>продукт                   | 0,27  | 1,1        | 0,22                   | 0,48  | 0,12   | 2,5    | 33,0         | 1,9                  | 1,54                   | 0,7  | 1,25   | 4,9    | 1,9?    |
| Мышьяковистый<br>продукт                        | 0,635 | 0,196      | 0,21                   | 0,2   | 0,28   | 15,83  | 108,0        | 0,8                  | 3,41                   | 0,7  | 6,95   | 71,9   | 14,92?  |
| Суммарно<br>оловянно-свинцовый<br>продукт       | 1,561 | 4,55       | 0,322                  | 8,314 | 1,291  | 7,013  | 199,16       | 46,0                 | 13,24                  | 72,1 | 77,55  | 78,20  | 67,59?  |

Немагнитная фракция представляла собой мышьяковистый продукт с содержанием 15,83% и олова 0,196%. Магнитная фракция, содержащая 0,96% мышьяка и 7,54% подвергалась флотации с целью доводки ее до оловянного концентрата КОС-3 по лимитируемому содержанию мышьяка (0,5%).

Пенный продукт флотации представляет собой товарный оловянный концентрат марки КОС-3, а камерный – мышьяковистый продукт, который при содержании мышьяка 2,5% и олова 1,1%, направляется на химико-металлургический передел.

В результате проведенных исследований получены (Таблица 31):

- товарный оловянный концентрат марки КОС-3 при извлечении олова 94,1% от операции (43% от руды) и содержания в ней свинца 2,75%;
- оловянно-сульфидный продукт с содержанием олова 1,1% при извлечении 4,1% (1,9% от руды), мышьяка 2,5%, цинка 0,48%, перерабатываемый по схеме деарсенизирующий обжиг-фьюмингование;
- мышьяковистый продукт, направляемый на захоронение с содержанием мышьяка 15,83% при его извлечении 91,9% и потерях олова 1,8% (0,8% от руды).

Выход оловянно-сульфидного продукта, поступающего на металлургический передел по сравнению с коллективным исходным продуктом, полученным в цикле доводки черного оловянно-вольфрамового концентрата, снижен с 1,53 до 0,27%. Потери олова в мышьяковистом продукте составляют 0,8%.

#### 2.2.4. Сводные показатели обогащения

Сводные показатели обогащения оловянно-вольфрамовой руды и распределение основных попутных компонентов представлены в Таблице 32.

Анализ полученных данных позволяет сделать следующие выводы:

1. Получены товарные концентраты:
  - оловянный марки КО-2 с извлечением олова 31,21%;
  - оловянно-свинцовый марки КОС-3 с содержанием олова 10,2%, свинца 2,75% при их извлечении, соответственно, 43,3 и 69,38.
  - вольфрамовый концентрат марки КВГФ-1 с содержанием триоксида вольфрама 48,6% при извлечении 51,37%.
2. Выделен оловянно-сульфидный продукт с содержанием 1,1% олова при его извлечении 1,9% и выходе его 0,27% для дальнейшей химико-металлургической переработки.
3. Промпродукт доводки, выделенный на стадии переработки черного гравитационного оловянно-вольфрамового продукта; при его дальнейшем обогащении в цикле основной гравитации по данным предыдущих исследований позволит увеличить прирост извлечения олова и триоксида вольфрама в товарные концентраты в среднем на 1%.
4. Суммарное извлечение олова в товарные концентраты и продукты составляет 77,41%.
5. Цинк, свинец и серебро извлекаются в оловянно-свинцовый концентрат, соответственно, на 70,7%, 69,4%, 50,74% при этом их содержания в нем, соответственно: 19,4%, 2,75% и 356 г/т. Мышьяк на 71,9% извлекается в мышьяковистый продукт, поступающий на захоронение.

Данные о распределении попутных компонентов в конечных продуктах обогащения представлены в Таблице 33.

Сводные показатели обогащения и распределения основных попутных компонентов, %

| Наименование продукта                     | Выход | Содержание |                    |        |        |        |              | Извлечение (от руды) |                    |       |        |        |         |
|-------------------------------------------|-------|------------|--------------------|--------|--------|--------|--------------|----------------------|--------------------|-------|--------|--------|---------|
|                                           |       | Олово      | Триоксид вольфрама | Цинк   | Свинец | Мышьяк | Серебро, г/т | Олово                | Триоксид вольфрама | Цинк  | Свинец | Мышьяк | Серебро |
| Концентрат оловянный марки КО-2           | 0,103 | 47,78      | 2,62               | 0,0045 | 0,034  | 0,216  | 4,41         | 31,21                | 7,14               | 0,01  | 0,14   | 0,16   | 0,09    |
| Оловянно-свинцовый концентрат марки КОС-3 | 0,656 | 10,2       | 0,48               | 19,4   | 2,75   | 0,31   | 356,0        | 43,3                 | 8,29               | 70,7  | 69,38  | 1,4    | 50,74   |
| Оловянно-сульфидный продукт               | 0,27  | 1,1        | 0,22               | 0,48   | 0,12   | 2,5    | 33,0         | 1,9                  | 1,54               | 0,7   | 1,25   | 4,9    | 1,93    |
| Суммарно Олово                            | 1,029 | 11,56      | 0,57               | 12,31  | 1,79   | 0,09   | 236,93       | 76,41                | 16,97              | 71,41 | 70,77  | 6,46   | 52,76   |
| Концентрат вольфрамовый марки КВГФ-1      | 0,04  | 0,72       | 48,6               | 0,117  | 0,049  | 0,072  | 21,42        | 0,18                 | 51,37              | 0,03  | 0,08   | 0,02   | 0,19    |
| Промпродукт доводки                       | 4,138 | 0,118      | 0,028              | 0,18   | 0,012  | 0,053  | 2,0          | 3,16                 | 3,05               | 4,14  | 1,93   | 1,57   | 1,79    |
| Мышьяковистый продукт (на захоронение)    | 0,635 | 0,196      | 0,21               | 0,2    | 0,28   | 15,38  | 108,0        | 0,8                  | 3,41               | 0,7   | 6,92   | 71,9   | 14,92   |
| Шламы                                     | 17,12 | 0,072      | 0,019              | 0,11   | 0,015  | 0,074  | 4,1          | 8,0                  | 8,7                | 10,46 | 9,92   | 9,05   | 15,26   |
| Потери в весе при кислотной обработке     | 0,017 | -          | -                  | -      | -      | -      | -            | -                    | -                  | -     | -      | -      | -       |
| Хвосты                                    | 77,02 | 0,023      | 0,008              | 0,031  | 0,0035 | 0,020  | 0,9          | 11,45                | 16,5               | 13,26 | 10,38  | 11,0   | 15,07   |
| Руда                                      | 100,0 | 0,154      | 0,038              | 0,18   | 0,026  | 0,14   | 4,6          | 100,0                | 100,0              | 100,0 | 100,0  | 100,0  | 100,0   |

Распределение попутных компонентов в конечных продуктах обогащения, %

| Наименование<br>продукта                          | Выход | Mo     |       | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |       | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |       | Cd     |       | Σ TR <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |       | Ус     |       |
|---------------------------------------------------|-------|--------|-------|--------------------------------|-------|--------------------------------|-------|--------|-------|----------------------------------|-------|--------|-------|
|                                                   |       | соерж. | изва. | соерж.                         | изва. | соерж.                         | изва. | соерж. | изва. | соерж.                           | изва. | соерж. | изва. |
| Оловянный<br>концентрат КО-2                      | 0,103 | 0,009  | 0,11  | 0,32                           | 2,10  | 0,155                          | 9,29  | 0,02   | 0,1   | 0,035                            | 0,08  | 0,004  | 0,7   |
| Вольфрамовый<br>концентрат КВГФ-1                 | 0,04  | 0,094  | 0,47  | 6,5                            | 16,7  | 0,746                          | 17,4  | 0,05   | 0,1   | 1,65                             | 1,47  | 0,0012 | 0,8   |
| Оловянно<br>сульфидный продукт <sup>3</sup>       | 1,561 | 0,009  | 1,74  | 0,023                          | 2,3   | 0,003                          | 2,9   | 0,08   | 62,19 | 0,013                            | 0,47  | 0,0012 | 3,1   |
| Промпродукт<br>доводки + фильтрат<br>на осаждение | 4,156 | -      | -     | 0,011                          | 53,9  | -                              | -     | -      | -     | 0,056                            | 95,36 | 0,0006 | 78,0  |
| Хвосты                                            | 77,02 | 0,001  | 95,56 |                                |       | 0,0016                         | 60,48 | 0,001  | 30,85 |                                  |       |        | -     |
| Шламы                                             | 17,12 | 0,001  | 2,12  | 0,023                          | 25,0  | 0,0010                         | 9,93  | 0,001  | 6,76  | 0,007                            | 2,62  | 0,0006 | 17,4  |
| Руда                                              | 100,0 | 0,0081 | 100,0 | 0,0156                         | 100,0 | 0,0017                         | 100,0 | 0,002  | 100,0 | 0,045                            | 100,0 | 0,0006 | 100,0 |

<sup>3</sup> Оловянно-сульфидный продукт проанализирован перед операцией обесмышьяковывания

Анализ полученных данных позволяет сделать следующие выводы:

- в оловянном концентрате КО-2 извлечение ниобия и тантала незначительно (2,1% и 9,29%), кадмий, редкоземельные элементы и германий практически отсутствуют;

- в вольфрамовом концентрате КВГФ-1 наблюдается концентрация ниобия (6,5%, однако извлечение его сравнительно невелико (16,7%), извлечение тантала составляет 17,4%, кадмий, редкоземельные элементы практически отсутствуют;

- в оловянно-сульфидном продукте в основном сосредоточен кадмий – 62,19%, остальные вышеперечисленные элементы практически отсутствуют.

Результаты полного минералогического анализа конечных продуктов обогащения, приведенные в Таблице 34, коррелируют с химическими анализами.

#### *Изучение возможности утилизации хвостов обогащения с целью получения товарных продуктов*

Минералогический анализ отвальных хвостов обогащения показывает, что для дальнейшей их переработки интерес представляет только выделение кварц-полевошпатового продукта, содержание которого составляет 91,0%.

Поставленные задачи выделения из отвальных хвостов обогащения слюдяного и топазового продуктов не могут быть реализованы ввиду незначительной их концентрации: 6,7% слюдяных минералов и 1,3% топаза.

Отвальные хвосты, полученные путем обогащения оловянной руды, относятся к классу полевошпатовых материалов и содержат следующие оксиды и элементы (Таблица 35).

Из Таблицы 35 следует, что кварцполевошпатовый материал не отвечает требованиям ГОСТ 23034-78 и ГОСТ 13451-77 "Материалы полевошпатовые и кварцполевошпатовые" по содержанию основных компонентов – оксидов алюминия, калия, натрия, железа.

С целью определения возможности доведения изучаемого материала до требований ГОСТов он был подвергнут классификации по классу крупности 0,1 мм. Далее класс крупнее 0,1 мм был подвергнут электромагнитной сепарации на электромагнитном сепараторе марки СЭМ-1 при напряженности магнитного поля 12:15 тыс. эрстед и силе тока 5:7 А.

В Таблице 36 приведены результаты химического анализа материала крупнее 0,1 мм после магнитной сепарации, а в Таблице 37 – его гранулометрический состав. Из Таблиц 36 и 37 следует, что путем классификации и магнитной сепарации удалось снизить содержание оксидов кремния, алюминия, оксидов щелочных металлов, а гранулометрический состав материала соответствует требованиям стекловарения.

В соответствии с требованиями ГОСТ 13451-77 и 23034-78 полученный концентрат отвечает требованиям марки КПШС-Н-11,5 и может быть использован в качестве сырья для производства изделий из темно-зеленого и темного стекла.

В связи с тем, что извлечение оксидов железа и титана из исходного материала путем электромагнитной сепарации оказалось недостаточным для получения кондиционного сырья, применяемого в стекольной промышленности для производства листового стекла и стекла технического назначения, был определен вещественный состав немагнитной фракции.

## Результаты полного минералогического анализа конечных продуктов обогащения

| Содержание минералов, % об. | Наименование продуктов    |                                |                                          |                  |
|-----------------------------|---------------------------|--------------------------------|------------------------------------------|------------------|
|                             | Оловянный концентрат КО-2 | Вольфрамовый концентрат КВГФ-1 | Оловянно-сульфидный продукт <sup>4</sup> | Хвосты отвальные |
| Кварц                       | 0,6                       |                                | 1,8                                      | 45,0             |
| Полевые шпаты               |                           |                                | 1,0                                      | 46,0             |
| Цинквальмит, мусковит       |                           | 0,2                            |                                          | 6,7              |
| Касситерит                  | 58,2                      | 0,8                            |                                          | 0,005            |
| Станнин                     | 0,4                       | 1,5                            | 14,8                                     | 0,01             |
| Вархамовит, гидростаннаты   |                           | 0,001                          |                                          | 0,02             |
| Вольфрамит                  | 0,8                       | 68,2                           |                                          | 0,04             |
| Шеелит                      | 1,0                       |                                | 0,2                                      |                  |
| Колумбит                    |                           | 7,0                            |                                          |                  |
| Сфалерит                    | 1,6                       | 0,01                           | 33,0                                     | 0,2              |
| Халькопирит                 |                           |                                | 0,4                                      |                  |
| Арсенопирит                 |                           |                                | 9,8                                      |                  |
| Пирит, марказит             | 0,4                       |                                | 4,9                                      | 0,01             |
| Пирротин                    | 0,4                       |                                | 0,8                                      |                  |
| Циркон                      | 2,4                       |                                |                                          |                  |
| Торит                       | 0,6                       |                                | 0,8                                      |                  |
| Топаз                       | 33,0                      | 7,1                            | 21,5                                     | 1,3              |
| Кальцит, сидерит            |                           | 8,1                            | 0,9                                      | 0,5              |
| Апатит                      | 0,3                       | 7,0                            | 1,7                                      |                  |
| Малахит                     |                           |                                |                                          |                  |
| Гидроксиды железа           | 0,2                       |                                | 0,9                                      |                  |
| Технический пенный продукт  |                           |                                | 3,7                                      |                  |

<sup>4</sup> Анализировался оловянно-сульфидный продукт перед обезмышьякованием

Химический состав отвальных хвостов, % масс

| Компонент                      | Содержание | Компонент                      | Содержание | Компонент                     | Содержание |
|--------------------------------|------------|--------------------------------|------------|-------------------------------|------------|
| SiO <sub>2</sub>               | 78,95      | MgO                            | 0,22       | Ag                            | 0,00009    |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 11,42      | WO <sub>3</sub>                | 0,0038     | As                            | 0,011      |
| FeO                            | 1,03       | ZrO <sub>2</sub>               | 0,029      | Cd                            | 0,001      |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 0,02       | Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,005      | Sn                            | 0,022      |
| TiO <sub>2</sub>               | 0,093      | Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,0016     | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | 0,083      |
| CaO                            | 1,13       | Zr II                          | 0,05       | Na <sub>2</sub> O             | 2,33       |
| MnO                            | 0,04       | Pb                             | 0,013      | K <sub>2</sub> O              | 3,60       |
| S <sub>общ</sub>               | 0,036      |                                |            |                               |            |

Химический состав концентрата после магнитной сепарации (фр. +0,1 мм)

| Компоненты         | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | TiO <sub>2</sub> | CaO   | MgO   | Na <sub>2</sub> O | K <sub>2</sub> O | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |
|--------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|-------|-------|-------------------|------------------|-------------------------------|
| Содержание, мас. % | 80,21            | 13,64                          | 0,79                           | 0,096            | 0,806 | 0,498 | 2,54              | 4,75             | 0,092                         |

Гранулометрический состав концентрата после магнитной сепарации

|               |           |            |            |            |            |
|---------------|-----------|------------|------------|------------|------------|
| Класс, мм     | +0,85     | -0,85+0,63 | -0,63+0,4  | -0,4+0,315 | -0,315+0,2 |
| Содержание, % | 5,5       | 14,6       | 17,3       | 12,5       | 19,3       |
| Класс, мм     | -0,2+0,16 | -0,16+0,1  | -0,1+0,063 | -0,063+дно | Итого:     |
| Содержание, % | 10,4      | 17,3       | 3,0        | 0,1        | 100,0      |

Таблица 38

## Анализ обогатимости немагнитной фракции, %

| Операция                                    | Продукты            | Выход | Содержание $\text{Fe}_2\text{O}_3$ | Извлечение $\text{Fe}_2\text{O}_3$ |
|---------------------------------------------|---------------------|-------|------------------------------------|------------------------------------|
| Отделение тяжелых минералов                 | Леткая фракция      | 95,7  | 0,78                               | 94,5                               |
|                                             | Тяжелая фракция     | 4,3   | 1,01                               | 5,5                                |
|                                             | Фракция +0,1 мм     | 100,0 | 0,79                               | 100,0                              |
| Обработка павловской кислотой при кипячении | Концентрат          | 98,3  | 0,76                               | 95,8                               |
|                                             | Гидроокисная пленка | 1,7   | 4,31                               | 4,2                                |
|                                             | Леткая фракция      | 100,0 | 0,78                               | 100,0                              |

Таблица 39

## Химический состав материала крупностью менее 0,1 мм, %

| Компоненты <sup>5</sup> | $\text{SiO}_2$ | $\text{Al}_2\text{O}_3$ | $\text{Fe}_2\text{O}_3$ | $\text{TiO}_2$ | $\text{CaO}$ | $\text{MgO}$ | $\text{Na}_2\text{O}$ | $\text{K}_2\text{O}$ | $\text{P}_2\text{O}_5$ |
|-------------------------|----------------|-------------------------|-------------------------|----------------|--------------|--------------|-----------------------|----------------------|------------------------|
| Содержание, мас. %      | 74,56          | 15,13                   | 1,32                    | 0,158          | 1,04         | 0,498        | 2,9                   | 3,45                 |                        |

<sup>5</sup> Содержание примесей не анализировалось

# Минералогический анализ легкой и тяжелой фракций немагнитной фракции

| Минерал                                     | Содержание минералов во фракциях, мм |      |           |      |           |      | Вся проба<br>V, %                                                                                                                                                                   |     |
|---------------------------------------------|--------------------------------------|------|-----------|------|-----------|------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
|                                             | +0,5                                 |      | -0,5+0,25 |      | -0,25+0,1 |      |                                                                                                                                                                                     | 0,1 |
|                                             | п                                    | V, % | п         | V, % | п         | V, % |                                                                                                                                                                                     |     |
|                                             |                                      |      |           |      |           |      |                                                                                                                                                                                     |     |
| Легкая фракция                              |                                      |      |           |      |           |      |                                                                                                                                                                                     |     |
| Кварц                                       | 85                                   | 21   | 120       | 30   | 160       | 40   | Удлиненные сростки и отдельные зерна кварца.<br>Осколки и удлиненные плоские зерна полево-го шпата.<br>Бурые и черные пластины биотита.<br>Кварц-полевошпатовые сростки             | 26  |
| Ожелезненный кварц                          | 2                                    | 0,5  | 1         | 0,2  | 4         | 1    |                                                                                                                                                                                     | 0,5 |
| Полевой шпат                                | 180                                  | 45   | 120       | 0,2  | 140       | 35   |                                                                                                                                                                                     | 40  |
| Полевой шпат с мусковитом                   | 35                                   | 9    | 4         | 1    | 2         | 0    |                                                                                                                                                                                     | 5   |
| Полевой шпат с биотитом                     | 8                                    | 2    | 18        | 40,5 | 7         | 1,75 |                                                                                                                                                                                     | 2,6 |
| Полевой шпат ожелезненный                   | 10                                   | 2    | 45        | 11   | 20        | 5    |                                                                                                                                                                                     | 5,3 |
| Кварц-полевошпатовые сростки с ожелезнением | 20                                   | 5    | 25        | 6    | 34        | 8    |                                                                                                                                                                                     | 6   |
| Мусковит                                    | 2                                    | 0,5  | -         | -    | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 0,3 |
| Кварц с вклюдч.                             | 5                                    | 1,2  | -         | -    | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 0,7 |
| Кальцит                                     | 45                                   | 11   | 60        | 15   | 30        | 7    |                                                                                                                                                                                     | 12  |
| Хлорит                                      | 8                                    | 2    | 7         | 2    | 3         | 0,7  | 2                                                                                                                                                                                   |     |
| Всего; зерен                                | 400                                  |      | 400       |      | 400       |      | 100%                                                                                                                                                                                |     |
| Тяжелая фракция                             |                                      |      |           |      |           |      |                                                                                                                                                                                     |     |
| Кварц                                       | 105                                  | 26   | 135       | 34   | 101       | 25   | Основная масса – слюда прозрачная типа цинквальдита – мусковита.<br>Много полевого шпата, кварца.<br>Присутствует кальцит и осколки рудных (тенантита), хлорита, апотиза, амфибола. | 28  |
| Полевой шпат                                | 96                                   | 24   | 61        | 15   | 80        | 20   |                                                                                                                                                                                     | 21  |
| Слюда                                       | 115                                  | 24   | 155       | 39   | 179       | 45   |                                                                                                                                                                                     | 34  |
| Кварц с руалой (тенантин)                   | 40                                   | 10   | 20        | 5    | 11        | 3    |                                                                                                                                                                                     | 8   |
| Амфибол                                     | 6                                    | 1,5  | 4         | 1    | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 11  |
| Хлорит                                      | 3                                    | 0,7  | 4         | 1    | 1         | 0,2  |                                                                                                                                                                                     | 0,7 |
| Борнит                                      | 2                                    | 0,5  | 1         | 0,2  | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 0,3 |
| Пирротин                                    | 2                                    | 0,5  | 3         | 0,7  | 2         | 0,6  |                                                                                                                                                                                     | 0,6 |
| Сфалерит                                    | 5                                    | 1,25 | 3         | 0,7  | 1         | 0,2  |                                                                                                                                                                                     | 1,0 |
| Гетит                                       | 5                                    | 1,25 | 2         | 0,5  | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 0,8 |
| Касситерит                                  | 2                                    | 0,5  | 1         | 0,2  | -         | -    |                                                                                                                                                                                     | 0,4 |

| Минерал     | Содержание минералов во фракциях, мм |      |           |      |           |      |     |      | Вся проба<br>V, % |
|-------------|--------------------------------------|------|-----------|------|-----------|------|-----|------|-------------------|
|             | +0,5                                 |      | -0,5+0,25 |      | -0,25+0,1 |      | 0,1 |      |                   |
|             | п                                    | V, % | п         | V, % | п         | V, % |     |      |                   |
| Анопаз      | 1                                    | 0,25 | 1         | 0,2  | -         | -    |     | 0,2  |                   |
| Кальцит     | 12                                   | 3    | 10        | 2    | 19        | 5    |     | 0,5  |                   |
| Флюорит     | 3                                    | 0,75 | 1         | 0,2  | 1         | 0,2  |     | 0,5  |                   |
| Топаз       | -                                    | -    | -         | -    | 2         | 0,5  |     | 0,07 |                   |
| Турмалин    | 3                                    | 0,75 | -         | -    | 1         | 0,2  |     | 0,4  |                   |
| Всего зерен | 400                                  |      | 400       |      | 400       |      |     | 100% |                   |

Таблица 41

# Составы шихт на 100 г стеколомассы

| Компоненты шихты                 | Содержание компонентов, мас. % в шихтав состава |         |        |  | черного стекла<br>«марблит» |
|----------------------------------|-------------------------------------------------|---------|--------|--|-----------------------------|
|                                  | анитового                                       | тарного | фритты |  |                             |
| Материал крупностью более 0,1 мм | 14,7                                            | 80,6    |        |  |                             |
| Материал крупностью менее 0,1 мм | -                                               | -       | 92,5   |  | 63,1                        |
| Кварцевый песок Раменского ГОКа  | 60,4                                            | -       | -      |  | 11,0                        |
| Доломит                          | 21,8                                            | 22,2    | -      |  | 22,18                       |
| Сода                             | 23,7                                            | 13,2    | 11,5   |  | -                           |
| Сульфат                          | 1,2                                             | 1,2     | 1,2    |  | -                           |
| Мел                              | -                                               | -       | -      |  | 25,7                        |
| Крокус                           | -                                               | -       | -      |  | 1,21                        |
| Оксид марганца                   | -                                               | -       | -      |  | 1,5                         |
| Оксид хрома                      | -                                               | -       | 3,0    |  | -                           |
| Всего:                           | 121,8                                           | 117,2   | 108,2  |  | 124,69                      |
| Угар шихты                       | 21,8                                            | 17,2    | 8,2    |  | 24,69                       |

Результаты определения содержания тяжелой фракции и пленки: гидроксидов железа на поверхности зерен материала (Таблицы 38, 40) показали, что после обогащения не происходит снижение содержания  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Поэтому целесообразно проведение дальнейших исследований по дообогащению материала с помощью других методов обогащения, с целью получения концентрата, пригодного для производства листового стекла, учитывая острый дефицит сырья в Приморском крае.

В материале крупностью менее 0,1 мм, полученном при классификации отвалных хвостов был определен его химический состав (Таблица 39).

Из Таблицы 39 следует, что материал фракции менее 0,1 мм обогатился оксидами алюминия, железа, титанта, магния, фосфора, натрия в связи с чем он был опробован для использования его в качестве сырья для производства фритты для износостойких покрытий, работающих в агрессивных средах, а также для производства отделочных материалов, например, черного стекла типа "марблит".

В Таблице 41 приведены составы шихт с использованием следующих материалов:

1. концентрата после магнитной сепарации фракции +0,1 мм
2. отходов с размерами частиц менее 0,1 мм

Варка стекол на основе исследуемых материалов проводилась в лабгазовой печи в силитовых тиглях емкостью 100 мл. Выдержка при максимальной температуре составляла 2 часа. Температура варки стекол - 1450°C. Рецепт шихт для разных видов стекол приведен в Таблице 41.

Осмотр образцов стекол показал, что кварцсодержащие отвалы хвосты обогащения оловянно-вольфрамовой руды месторождения Тигриное (проба 17), представленные на исследования, могут быть рекомендованы для использования в производстве стекла и стеклоизделий. При этом для производства листового стекла в составе шихты используется 14,7% материала Фр.+0,1мм, а стеклотары -80,6 %. При использовании в качестве сырья отходов фр.-0,1 мм в составе шихты для производства фритты используется 92,5% материала, а отделочной плитки типа "марблит" – 63,1 %.

Таким образом, установлена принципиальная возможность утилизации отходов месторождения "Тигриное" в стекольном производстве.

### Выводы по разделу

1. Проба 17 представляла собой оловянно-вольфрамовую прожилков-вкрапленную руду, содержащую 0,154% олова и 0,038% триоксида вольфрама, и в незначительном количестве ряд ценных попутных компонентов (цинк, серебро, скандий, тантал, ниобий, литий). Содержание сульфидов в руде около 1%. Химическим фазовым анализом, подтвержденным минералогически, установлено пониженное содержание касситеритового олова (36,9%), по сравнению со станниновым (41,3%), при повышенном содержании оксидных форм – варламовита (17,5%) и гидростаннатов (4,4%).

2. Для главных оловянных минералов – касситерита и станнина конечная крупность дробления -25 мм, что обеспечивает суммарное содержание раскрытых минералов и богатых сростков в количестве более 90%.

Степень концентрации рудных минералов в тяжелой фракции позволяет расположить их в следующем порядке по предрасположенности к процессу гравитационного обогащения: касситерит – вольфрамит – станнин – шеелит – варламовит – гидростаннаты.

3. Баланс распределения основных и попутных полезных компонентов свидетельствует о концентрации в собственных минералах: олова на 90,9% (в том числе в касситерите и станнине 74%), вольфрама в вольфрамите на 76,9%, цинка в сфалерите на 82,9%.

Две трети общего количества серебра, скандия и ниобия связаны соответственно с сульфидами, со слюдами и колумбитом. С последним связано также 30% тантала.

До 88% лития концентрируется в слюдах, а тория – в ферриторите.

4. Несмотря на сложный минеральный фазовый состав олова в руде (наличие четырех минералов при значительном преобладании станнина), благоприятные данные по гранулометрическому составу станнина и касситерита, низкая степень рассеяния олова в породообразующих минералах и сульфидах, позволяют по минералогическим данным спрогнозировать достаточно высокое суммарное извлечение олова при изменении обычного его распределения в продуктах обогащения в пользу оловянно-сульфидного продукта, направляемого на дальнейшую доводку с целью получения товарных концентратов.

Количественный расчет по уравнению регрессии с использованием данных малообъемных проб позволяет оценить извлечение олова для данной пробы величиной 76,2%.

5. Технологические исследования по обогащению оловянно-вольфрамовой руды месторождения Тигриное (проба 17) проведены по схеме, разработанной в ВИМСе и апробированной в полупромышленных условиях, включающей:

- гравитацию исходной руды крупности -6+0мм с использованием методов отсадки, винтовой сепарации и концентрации на столах и получении черного оловянного вольфрамового концентрата;
- доводку черного концентрата с использованием методов флотации, концентрации на столах, электромагнитной сепарации и дезактивации оловянно-вольфрамового концентрата перед его разделением и получением товарных оловянного и вольфрамового концентрата, а также оловянно-сульфидного продукта с высоким содержанием мышьяка;
- обезмышьяковывание оловянно-сульфидного продукта с использованием методов электромагнитной сепарации и флотации и получением товарного оловянно-свинцового концентрата, оловянно-сульфидного продукта для химико-металлургического передела и мышьяковистого продукта на захоронение.

6. В результате проведенных укрупненно-лабораторных исследований на пробе руды массой 250 кг получены:

- оловянный концентрат марки КО-2 с извлечением олова 31,21%;
- оловянно-свинцовый концентрат марки КОС-3 с содержанием олова 10,2%, свинца 2,75% при их извлечении, соответственно, %: 43,3 и 69,38;
- вольфрамовый концентрат марки КВГФ-1 с содержанием триоксида вольфрама 48,6% при извлечении 51,37%;
- оловянно-сульфидный продукт с содержанием олова 1,1% при его извлечении 1,9;
- суммарное извлечение олова в товарные концентраты и продукты (с учетом доизвлечения олова в среднем на 1% из промпродукта доводки) составляет 77,41%.

7. Цинк, свинец и серебро извлекаются в оловянно-свинцовый концентрат, соответственно, на 70,7%; 69,4%; 50,74%, при этом их содержания, соответственно: 19,4%, 2,75% и 386 г/т.

Мышьяк на 71,9% извлекается в мышьяковистый продукт, поступающий на захоронение. Кадмий на 62,2% сосредоточен в оловянно-сульфидном продукте; ниобий – в оловянном концентрате КО-2 (2,1%) и в вольфрамовом концентрате КВГФ-1 при его повышенном содержании 6,5% и извлечении 16,7%; тантал – в оловянном и вольфрамовом концентрате (9,29% и 17,4%).

8. По сравнению с ранее проведенными исследованиями на аналогичных пробой месторождения Тигриное, значительно возросла роль товарных оловянных концентратов и резко снижена роль оловянно-сульфидного продукта, поступающего на химико-металлургический передел. При этом суммарное извлечение олова в товарные концентраты и продукты возросло в среднем на 7-9%.

9. Показана возможность утилизации отвальных хвостов обогащения (зернистого материала -1+0,1 мм при его выходе 71,65% от руды и шламового материала -0,1 + 0,044 мм при его выходе 5,73%) в стекольном производстве: для получения листового стекла, стеклотары, фритты и отделочной плитки типа «марблит».

10. Таким образом, полученные результаты минералогического и технологического изучения прожилково-вкрапленной в гранит-порфирах оловянно-вольфрамовой руды месторождения Тигриное (проба 17), характеризующейся повышением содержанием олова в форме стannина, гидростаннатов и варломовита, позволяют сделать вывод о возможности ее переработки с высокими технологическими показателями при утилизации отвальных хвостов в стекольной промышленности, как самостоятельно, так и в шихте с рудой пробы II (прожилковые руды в роговиках).

### 2.3. Повышение эффективности обезмышьяковывания оловянно-сульфидных концентратов и продуктов, выделенных из оловянно-полиметаллических руд.

#### *Характеристика объекта исследования*

В результате проведения полупромышленных испытаний по обогащению оловянно-вольфрамовой полиметаллической руды разработана рациональная технологическая схема с получением 3-х конечных продуктов: оловянного концентрата марки КО-1, вольфрамового концентрата марки КВГФ-1 и коллективного оловянно-сульфидного продукта с выходом 0,95%, в котором сосредоточено 17,7% олова. Переработка этого продукта проведена также в полупромышленных условиях по схеме деарсенизирующей обжиг-фьюмингования.

Вследствие высокого содержания в оловянно-сульфидном продукте мышьяка (12-15%), что при его переработке требует введения операции деарсенизирующего обжига, усложняющего технологическую схему, была поставлена задача разработать эффективную технологию обезмышьяковывания этого продукта.

Приведенные в Таблицах 42 и 43 данные химического и полуквалиметрического минералогического анализа коллективного оловянно-сульфидного продукта показывают, что основное количество олова (2,15% по содержанию) сосредоточено в стannине – 95%, мышьяка (12,5% по содержанию) – в арсенипирите; содержание породообразующих минералов – топаза, полевых шпатов, роговиков незначительно – 4%.

Таблица 42

## Результаты химического анализа оловянно-сульфидного продукта, %

| Компоненты      | Содержание | Компоненты                      | Содержание |
|-----------------|------------|---------------------------------|------------|
| Sn              | 2,15       | $\Sigma(\text{TR})_2\text{O}_3$ | 0,068      |
| Sb              | <0,007     | K <sub>2</sub> O                | 0,42       |
| WO <sub>3</sub> | 0,43       | Na <sub>2</sub> O               | 0,1        |
| Sc              | 0,001      | SiO <sub>2</sub>                | 4,54       |
| Jn              | 0,045      | AlO <sub>3</sub>                | 1,83       |
| Ta              | <0,003     | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>   | 0,073      |
| Nb              | 0,013      | TiO <sub>2</sub>                | 0,43       |
| Zr              | 0,022      | Fe                              | 23,18      |
| Yc              | 0,00087    | CaO                             | 0,62       |
| Cd              | 0,066      | SO <sub>3</sub>                 | 0,28       |
| Bi              | 0,13       | S <sub>сульф.</sub>             | 27,97      |
| Mo              | 0,075      | Ag                              | 340,0      |
| Be              | 0,00033    | MgO                             | <0,5       |
| I               | 0,0022     | MnO                             | 0,26       |
| II              | 0,0041     | CO <sub>2</sub>                 | 0,37       |
| AS              | 12,5       | F                               | 0,52       |
| Pb              | 1,87       | H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>   | 0,19       |
| Zn              | 10,71      | Li <sub>2</sub> O               | 0,036      |
| Cu              | 2,7        | Cs <sub>2</sub> O               | <0,001     |

Таблица 43

## Результаты полуколичественного минералогического анализа оловянно-сульфидного продукта, %

| Минералы                    | Содержание |
|-----------------------------|------------|
| Станнин                     | 10,0       |
| Касситерит                  | 0,5        |
| Сфалерит                    | 23,5       |
| Халькопирит                 | 4,0        |
| Галенит                     | 3,0        |
| Арсенопирит                 | 33,0       |
| Пирротин                    | 1,0        |
| Пирит                       |            |
| Марказит                    | 16,0       |
| Топаз                       | 3          |
| Гематит                     | 5          |
| Проч.                       | 1          |
| Оловянно-сульфидный продукт | 100,0      |

Результаты измерения магнитной восприимчивости, представленные в Таблице 44, показывают, что касситерит и минералы пустой породы (кроме роговиков) являются диамагнетиками также как и арсенопирит, в то время как у сульфидных минералов, слагающих, в основном, минеральный ком-

плекс, коллективного оловянно-сульфидного продукта (станнин, сфалерит, халькопирит), отмечена высокая магнитная восприимчивость.

На основании результатов, представленных в Таблицах 42-44 и ранее полученных о слабых магнитных свойствах арсенопиритов, выделенных из оловянно-полиметаллических руд, можно сделать заключение о возможности успешного выделения арсенопирита в немагнитную фракцию при операции электромагнитной сепарации оловянно-сульфидного продукта при незначительных потерях в ней олова.

Таким образом, исходя из представленных данных, основой технологической схемы обезмышьяковывания оловянно-сульфидного продукта будут являться операции электромагнитной сепарации и флотации.

Таблица 44

**Магнитная восприимчивость основных минералов, входящих в состав оловянно-сульфидного продукта,  $\chi \cdot 10^9 \text{ м}^3/\text{кг}$**

| Наименование минералов | $\chi \cdot 10^9 \text{ м}^3/\text{кг}$<br>при различных значениях Н кэ/м |        |        |        | $\chi \text{ ср. } 10^9$ |
|------------------------|---------------------------------------------------------------------------|--------|--------|--------|--------------------------|
|                        | 438                                                                       | 700    | 1035   | 1960   |                          |
| Касситерит             | -0,251                                                                    | -0,252 | -0,250 | -0,252 | -0,250                   |
| Станнин                | 15,3                                                                      | 15,2   | 14,8   | 14,7   | 15,0                     |
| Варламовит             | 16,4                                                                      | 14,9   | 14,1   | 13,3   | 14,7                     |
| Вольфрамит             | 37,7                                                                      | 37,5   | 38,0   | 37,6   | 37,7                     |
| Сфалерит               | 7,86                                                                      | 7,46   | 7,15   | 7,00   | 7,4                      |
| Халькопирит            | 5,94                                                                      | 5,39   | 5,02   | 4,80   | 5,1                      |
| Пирротин               | <b>Высокое значение <math>\chi</math> при измерении</b>                   |        |        |        |                          |
| Арсенопирит            | 1,77                                                                      | 1,31   | 1,05   | 0,812  | 1,24                     |
| Сидерит                | 98,0                                                                      | 97,8   | 98,3   | 98,0   | 98,0                     |
| Флюорит                | -0,229                                                                    | -0,267 | -0,287 | -0,310 | -0,273                   |
| Полевой шпат           | -0,098                                                                    | -0,135 | -0,174 | -0,210 | -0,154                   |
| Топаз                  | -0,383                                                                    | -0,377 | -0,383 | -0,376 | -0,380                   |
| Бититовый роговик      | 10,0                                                                      | 9,18   | 8,65   | 8,22   | 9,01                     |
| Роговик многослюдистый | 2,80                                                                      | 2,27   | 1,96   | 1,70   | 2,18                     |

*Технологическая схема обезмышьяковывания при крупности -0,1 мм (вариант 1)*

Разработанная оригинальная технология обезмышьяковывания включает операции измельчения до крупности -0,1 мм обеспламливания, по классу крупности -0,044 мм с целью обеспечения оптимальных условий последующей электромагнитной сепарации и флотации. В результате обезмышьяковывания из оловянно-сульфидного продукта, содержащего 2,15% олова, 12,5% мышьяка, 10,71% цинка и 340 г/т серебра, получены:

- оловянный шламовый концентрат КОШ-3 с содержанием 5,33% олова, 0,4% мышьяка, 29,2% цинка и 440 г/т серебра, при их извлечении от руды, соответственно, %; 11,9; 0,6; 40,8; 17,7;
- оловянно-сульфидный шламовый продукт для последующего металлургического передела с содержанием 2,08% олова, 9,87% мышьяка,

8,97% цинка и 350 г/т серебра, при их извлечении от руды, соответственно, %; 5,1; 17,1; 13,7; 15,6;

- мышьяковистый продукт, потери в котором олова, цинка и серебра от руды составляют, соответственно, %; 0,7; 0,8; 17,5. Суммарное извлечение олова, свинца и серебра в продукты составило соответственно, %: 17; 54,5; 33,3 от руды. Оловянно-сульфидный продукт после деарсенизирующего обжига совместно с оловянным шламовым концентратом будет направляться на фьюмингование с целью извлечения металлов в возгоны и штейн.

Таким образом, в результате проведения операции обезмышьяковывания на 70% сокращен выход оловянно-сульфидного продукта на деарсенизирующий обжиг, выделен оловянный шламовый концентрат КОШ-3 и мышьяковистый продукт с минимальными потерями в нем олова (0,7%) от руды).

Представляло целесообразным провести дальнейшие исследования по возможности обезмышьяковывания оловянно-сульфидного шламового продукта флотационным способом.

#### *Технологическая схема обезмышьяковывания при крупности -0,3 мм (вариант 2)*

С целью усовершенствования разработанной технологии обезмышьяковывания оловянно-сульфидного продукта, изучена возможность проведения электромагнитной сепарации при крупности -0,3+0,044 мм и селективной флотации по обезмышьяковыванию класса крупности -0,044 мм.

При исследовании режима электромагнитной сепарации установлена возможность выделения в магнитную фракцию оловянного концентрата марки КОШ-3 при извлечении от операции 37-40%. При этом были также выделены промпродукт для последующей селекции от мышьяка и немагнитная фракция, представляющая собой мышьяковистый продукт.

В результате проведенных исследований разработана технология обезмышьяковывания оловянно-сульфидного продукта при крупности -0,3 мм, включающая следующие основные операции:

- обесшламливание по классу крупности -0,044 мм;
- электромагнитную сепарацию класса крупности -0,3+0,044 мм с получением оловянного концентрата марки КОШ-3, промпродукта и мышьяковистого продукта;
- селективную флотацию от мышьяка промпродукта электромагнитной сепарации и класса крупности - 0,044 мм;

По разработанной технологии обезмышьяковывания получены:

- оловянный концентрат КОШ-3 (магнитная фракция) с содержанием 10,2% олова, 13,1% цинка, 1116 г/т серебра, при их извлечении от руды, соответственно, %; 6,5; 5,2; 13,0;

- оловянно-цинковый концентрат с содержанием 3,68% олова, 35,8% цинка и 318 г/т серебра, при их извлечении от руды, соответственно, %: 7,7; 41,7; 12,1;

- оловянный концентрат марки КОШ-3 с содержанием 5,82% олова, 21,3 цинка и 1120 г/т серебра, при их извлечении от руды, соответственно, %; 1,96; 4,5; 6,9;

- мышьяковистый продукт, где сосредоточено 67% мышьяка от руды, при потерях в нем олова 1,49%, цинка 3,9% и 18,8% серебра.

Суммарное извлечение в объединенный оловянный шламовый концентрат марки КОШ-3, содержащий 5,28% олова, 29,5% цинка и 573 г/т серебра, составляет, соответственно, %: олова – 16,21; цинка – 51,4; серебра – 32,0.

При этом по сравнению с первым вариантом из процесса исключается операция доизмельчения и отпадает необходимость проведения сложного и экологически вредного процесса деарсенизирующего обжига. Однако потери олова по сравнению с первым вариантом увеличиваются до 1,5% от руды. Резервом усовершенствования разработанной технологии является проведение совместной селективной флотации от мышьяка промпродукта электромагнитной сепарации и класса крупности -0,044 мм, а также возможность селекции станнина и сфалерита из шламового концентрата.

Таким образом, установлено следующее:

- объектом исследования являлся оловянно-сульфидный продукт, выделенный при обогащении оловянно-вольфрамовой полиметаллической руды, в котором сосредоточено 17,7% олова, содержащий 12-15% мышьяка в виде арсенопирита, направляемый на деарсенизирующий обжиг перед процессом флюминирования;

- установлено, что арсенопирит в этом продукте проявляет весьма слабые магнитные свойства, в то время как остальные сульфиды, входящие в минеральный комплекс – станнин, сфалерит, халькопирит – обладают повышенной магнитной восприимчивостью, что предопределяет использование электромагнитной сепарации совместно с операцией флотации при разработке технологии обезмышьяковывания;

- в результате проведенных исследований предложены два варианта технологической схемы обезмышьяковывания оловянно-сульфидного продукта:

1. по первому варианту от крупности -0,1 мм с использованием операций электромагнитной сепарации класса крупности -0,1+0,044 мм и последующим отделением от мышьяка селективной флотации из магнитной фракции;

2. по второму варианту от крупности -0,3 мм с использованием операций электромагнитной сепарации класса крупности -0,3+0,044 мм и отделением от мышьяка раздельной селективной флотацией промпродукта магнитной сепарации и класса крупности -0,044+0 мм.

- по первому варианту выделены оловянный шламовый концентрат марки КОШ-3 при извлечении олова (от руды) 11,%, и также оловянно-сульфидный шламовый продукт для последующего металлургического передела с использованием деарсенизирующего обжига, с извлечением олова 5,1; суммарное извлечение в продукты обогащения олова, цинка и серебра, составило от руды, соответственно, %; 17; 54,5; 33,3; при этом на 70% снижен выход материала на деарсенизирующий обжиг;

- по второму варианту выделен оловянный шламовый концентрат марки КОШ-3 с содержанием олова 5,28%, цинка 29,5% и серебра 573 г/т при их извлечении, соответственно, % (от руды): - 16,21; 51,4; 32,0.

- значительными преимуществами второго варианта являются отсутствие операции измельчения до крупности -0,1 мм и исключение сложного и экологически вредного процесса деарсенизирующего обжига перед флюминированием шламового оловянного концентрата.

- резервом дальнейшего усовершенствования разработанной технологии является решение задачи совместной селективной флотации от мышьяка промпродукта электромагнитной сепарации и класса крупности -0,044 мм, а также изучение возможности селекции станнина и сфалерита из шламового концентрата.

### 3. Исследования по кондиционированию товарного оловянного концентрата по вредным примесям.

#### *Дезактивация*

Согласно результатам полных химических анализов технологических проб, содержание радиоактивных элементов – урана и тория во всех минеральных разновидностях руд не превышает 0,000п% по урану и 0,00п% по торию, т.е. руды не радиоактивны.

Однако, в конечных продуктах обогащения – 30%-ных оловянных и 30-40%-ных вольфрамовых концентратах, установлено повышенное содержание радиоактивных элементов – до 0,3Тh% эквивалента, т.е. превышение действующих норм в 3 и более раз. С целью дезактивации концентратов в схему доводочных операций введена операция кислотного выщелачивания коллективного оловянно-вольфрамового концентрата перед электромагнитной сепарацией.

Условия кислотного выщелачивания следующие:

Исходный продукт без предварительного измельчения (крупность -0,2 мм) распульповывается в воде при расходе последней 2 м<sup>3</sup>/т концентрата и в нагретую до 70-90°С пульпу подается 2 м<sup>3</sup> соляной кислоты плотностью 1,17 г/см<sup>3</sup>. Продолжительность выщелачивания 2 часа. По завершении процесса выщелачивания пульпа отстаивается и декантируется. Сгущенный осадок фильтруется. Скорость фильтрации 450 кг/м<sup>2</sup>час. Объединенные декантат и фильтрат направляются на нейтрализацию.

Кек, выход которого – 90%, влажность – 35%, промывается водой. Олово и вольфрам полностью концентрируются в кеке, содержание урана и тория в нем составляет 0,004 и 0,02%, соответственно. Ториевый эквивалент при этом равен 0,03. В фильтрат переходят уран и торий, содержание которых составляет г/л: уран – 0,15, а торий – 0,6.

Нейтрализация этих растворов осуществляется введением гашеной извести. Расходные коэффициенты в операции кислотной доводки с учетом переработки солянокислых растворов следующие:

Соляная кислота: плотность 1,17 г/см<sup>3</sup>; расход – 2,0 м<sup>3</sup>/1 т продукта

Известняк: ТУ 48 – 5-40-73; расход – 200 кг/1 т продукта

Вода: расход – 2 м<sup>3</sup>/1 т продукта

Содержание урана и тория в продукте нейтрализации составляет 0,0003 и 0,004%, соответственно, что позволяет после распульковки свежей водой подавать его в хвостохранилище, вместе с хвостами гравитационного обогащения.

Характеристика товарных оловянного и вольфрамового концентратов после кислотного выщелачивания приведена в Таблице 45.

Содержание урана и тория в них существенно снизилось: ториевый эквивалент составляет 0,033-0,026%, а активность 63-53 микрорентген/час.

В Таблице 45 приведены также данные по радиоактивности черного гравитационного концентрата, хвостов гравитации и оловянно-сульфидного концентрата выделяемого в голове схемы доводочных операций. Анализ этих данных позволяет установить:

- в отделении гравитационного обогащения все продукты не радиоактивны;
- в отделении доводки первая операция – сульфидная флотация также проводится с нерадиоактивными продуктами;

- на кислотную обработку поступает продукт с повышенной радиоактивностью;
- в последующих операциях доводки — электромагнитный и электрической сепарации продукты обогащения нерадиоактивны;
- товарные концентраты не радиоактивны.

Таким образом, специальные мероприятия по технике безопасности при работе с радиоактивными материалами потребуются предусмотреть только в одной операции технологической схемы переработки руд — дезактивации коллективного оловянно-вольфрамового концентрата (количество руда, поступающей в эту операцию составляет 0,25-0,3% от добываемой горной массы).

Таблица 45

### Характеристика продуктов обогащения оловянно-полиметаллических руд радиоактивности

| Продукты                                      | Содержание |        | Активность |         |
|-----------------------------------------------|------------|--------|------------|---------|
|                                               | уран       | торий  | % Th экв.  | мкр/час |
| Черновой гравитационный концентрат            | 0,0012     | 0,002  | 0,0056     | 10      |
| Оловянно-сульфидный концентрат                | 0,002      | 0,004  | 0,010      | 18      |
| Коллективный оловянно-вольфрамовый концентрат | 0,013      | 0,24   | 0,29       | 590     |
| Оловянный концентрат                          | 0,004      | 0,021  | 0,033      | 63      |
| Вольфрамовый концентрат                       | 0,002      | 0,020  | 0,026      | 53      |
| Хвосты гравитационного обогащения             | 0,0015     | 0,003  | 0,0045     | 9       |
| Руда                                          | 0,0006     | 0,0024 | 0,004      | 9       |

#### Обесфторивание

Кондиционирование оловянных концентратов по фтору является обязательным требованием Новосибирского оловокомбината.

В концентратах оловянно-полиметаллических месторождений содержание фтора достигает 6-8%, вследствие значительного количества в рудах топаза (5-10% в рядовых первичных рудах). С целью обесфторивания зернистого оловянного концентрата в схему доводочных операций введена электрическая сепарация, что позволило селективно выделить в проводниковую фракцию касситерит, а в непроводниковую — топаз. Качественно-количественные показатели этой операции приведены в Таблице 46.

Проведение этой операции позволило снизить содержание фтора в зернистом оловянном концентрате до 0,4%, что удовлетворяет требованиям НОКа. Фтор извлечен в топазовый продукт на 96,0% от операции или на 52,3% от руды. Одновременно, качество концентрата существенно повысилось: содержание олова в нем составило 60,2%.

Таблица 46

Качественно-количественные показатели электрической сепарации зернистого оловянного концентрата

| Продукт                                     | Выход    |         | Олово   |            | Фтор    |          |
|---------------------------------------------|----------|---------|---------|------------|---------|----------|
|                                             | от опер. | от руды | содерж. | извлечение |         | содерж.  |
|                                             |          |         |         | от опер.   | от руды | от опер. |
| Оловянный зернистый концентрат (провадники) | 60,5     | 0,084   | 60,2    | 94,3       | 54,2    | 0,4      |
| Тоназовый продукт (непровадники)            | 39,5     | 0,096   | 5,59    | 5,7        | 3,3     | 14,6     |
| Исходный материал                           | 100,0    | 0,18    | 38,63   | 100,0      | 57,5    | 6,0      |
|                                             |          |         |         |            |         | 100,0    |
|                                             |          |         |         |            |         | 54,5     |

Таблица 47

Качественно-количественные показатели дофлотации мышьяка, %

| Продукт                                     | Выход    |         | Олово   |            | Фтор    |          |
|---------------------------------------------|----------|---------|---------|------------|---------|----------|
|                                             | от опер. | от руды | содерж. | извлечение |         | содерж.  |
|                                             |          |         |         | от опер.   | от руды | от опер. |
| Оловянный зернистый концентрат (провадники) | 97,0     | 0,099   | 62,7    | 98,0       | 53,5    | 0,32     |
| Мышьяковый продукт                          | 3,0      | 0,004   | 2,93    | 2,0        | 0,70    | 22,4     |
| Исходный материал                           | 100,0    | 0,103   | 60,2    | 100        | 54,2    | 1,12     |
|                                             |          |         |         |            |         | 100,0    |
|                                             |          |         |         |            |         | 0,4      |

По результатам химического анализа зернистого оловянного концентрата, содержащего 60,2% олова установлено, что содержание мышьяка в нем составляет 1,12%, что неблагоприятно для его металлургической переработки. С целью снижения содержания мышьяка в технологическую схему доводки введена операция дофлотации мышьяка из зернистого оловянного концентрата. Качественно-количественные показатели этой операции приведены в Таблице 47. Содержание мышьяка снижено до 0,3%, что соответствует требованиям НОКа.

#### **4. Изучение процесса фьюмингования некондиционных оловянно-медных концентратов.**

По технологической схеме обогащения комплексных оловянно-полиметаллических руд были получены коллективные медно-оловянно-серебряные концентраты, для переработки которых рекомендованы химико-металлургические процессы.

Содержание полезных компонентов в пробах коллективного концентрата обогащения, полученных на различных стадиях испытаний схем обогащения составляло масс. %: 2,85-3,19 олова; 0,73-2,49 меди; 0,073-0,3 мышьяка; 0,29-1,21 цинка; 0,04-0,1 свинца и 140-193 г/т серебра. Очевидно, что этот коллективный концентрат представляет собой некондиционный оловянно-медный концентрат, для переработки которого не может быть использована традиционная электроплавка на черновое олово.

Единственным промышленным способом переработки подобных окисленных черновых оловянно-полиметаллических концентратов является способ фьюмингования, тем более, что изучаемый концентрат отвечает требованиям промышленности, предъявляемым к материалам, направляемым на переработку способом фьюмингования, т.е. содержит мышьяк <0,5%.

Целесообразность применения того или иного способа переработки всегда начинается с лабораторных исследований, которыми устанавливается принципиальная возможность использования выбранного способа переработки.

Для уточнения технологических параметров проводятся укрупненно-лабораторные опыты, на основании результатов которых составляются рекомендации по проведению полупромышленных испытаний с целью моделирования процесса, т.е. установления воспроизводимости его в укрупненном масштабе.

Низкое содержание в коллективном оловянно-медном концентрате мышьяка (<0,3%) и возможность выделения всех трех полезных компонентов (олова, меди и серебра) в товарные продукты предопределили выбор фьюминг-процесса для его комплексной переработки.

Изучение процесса проводилось в три этапа:

- лабораторные исследования
- укрупненно-лабораторные исследования
- полупромышленные испытания

Лабораторные исследования осуществлялись в химико-технологической лаборатории на лабораторной установке с 50-100 г навесками; укрупненно-лабораторные опыты проводились на укрупненной установке химико-металлургического участка на 0,5-1,0 кг навесках.

Полупромышленные испытания были проведены в опытном цехе завода "Рязцветмет" на опытной установке (площадь пода фьюминговой печи 1м<sup>2</sup>) с единовременной загрузкой расплава ~2 т.

В данной статье результаты исследований сведены в Таблице 48 и сделаны выводы о воспроизводимости процесса при переходе от одного этапа к другому.

Таблица 48

### Характеристика объединенного концентрата обогащения

Содержание полезных компонентов, % мас.

| Компоненты   | Содержание |
|--------------|------------|
| Олово        | 2,85-3,19  |
| Медь         | 0,73-2,49  |
| Мышьяк       | 0,073-0,3  |
| Цинк         | 0,29-1,21  |
| Свинец       | 0,04-0,1   |
| Серебро, г/т | 140-193    |

Минеральный состав объединенного концентрата обогащения.

| Минерал       | Содержание,<br>% | Минерал           | Содержание,<br>% |
|---------------|------------------|-------------------|------------------|
| Касситерит    | 0,4              | Кальцит           | 36               |
| Станнин       | 0,2              | Доломит           | 27               |
| Варламовит    | 1,8              | Амфиболы          | 28               |
| Гидростаннаты | 2,5              | Кварц             | 0,5              |
| Малахит       | 2,0              | Скородит          | 1,0              |
| Азурит        | 0,1              | Гидроксиды железа | 0,5              |
| Арсенопирит   | 0,1              | Рутил             | 0,1              |

В Таблице 48 приведена характеристика объединенного концентрата обогащения, на котором проводилась вся работа; в Таблице 49 – поэтапная характеристика фьюминг-процесса.

На основании результатов Таблицы 49 можно сделать следующие выводы:

лабораторными исследованиями установлена принципиальная возможность переработки коллективного оловянно-медного концентрата способом фьюмингования – получен отвальный по содержанию олова шлак (Sn=0,14-0,19%) и установлены технологические параметры процесса: температура 1300°C, продолжительность продувки – 60 мин., расход пирита 15% и угля 10-15% от веса концентрата;

укрупненными опытами снижена температура процесса до 1240-1260°C с получением высоких показателей по отгонке олова и перевода меди и серебра в штейн; помимо отработанного шлака получены и другие продукты процесса - пыли и штейн. Дана их качественная (без сведения баланса) характеристика.

полупромышленными испытаниями уточнены параметры процесса: температура 1200-1230°C; расход флюсов, %: 16,6 оксида железа П и 9,6 оксида кремния; расход пирита – 12,4 и угля 3-5%.

## Характеристика процесса фьюмингования

| Параметры                       |                  | Этап исследований |                         |                  |
|---------------------------------|------------------|-------------------|-------------------------|------------------|
|                                 |                  | лабораторный      | укрупненно-лабораторный | полупромышленный |
| Расход флюсов, %                | CaO              | 10                | -                       | -                |
|                                 | FeO              | 20                | 40                      | 16-6             |
|                                 | SiO <sub>2</sub> | -                 | 20                      | 9,6              |
| Расход, %                       | пирита           | 15                | 5                       | 12,4             |
|                                 | угля             | 10-15             | 10                      | 3-5              |
| Температура процесса, °С        |                  | 1300              | 1240-1260               | 1200-1230        |
| Продолжительность продувки, мин |                  | 60                | 90                      | 120              |
| Содержание, %:                  |                  |                   |                         |                  |
| отработанный шлак               | Sn               | 0,14-0,19         | 0,2-0,3                 | 0,1              |
|                                 | As               | --                | 0,02                    | отс.             |
|                                 | Cu               | -                 | 0,5                     | 0,91             |
|                                 | Ag, г/т          | -                 | 18                      | <35              |
|                                 | Zn               | -                 | 0,2                     | -                |
|                                 | Sn               | -                 | 9,0-17,0                | 8,66             |
|                                 | As               | -                 | 0,8                     | 0,56             |
| пыли                            | Zn               | "                 | 9,0                     | 3,16             |
|                                 | Ag, г/т          | -                 | 20-35                   | 165              |
|                                 | Sn               | -                 | до 2                    | 0,36             |
|                                 | Cu               | -                 | 9-10                    | 9,04             |
| штейн                           | Ag, г/т          | -                 | 600-700                 | 325              |
|                                 | As               | -                 | 0,09                    | отс.             |
|                                 | Sn               | 92-94             | 85-90                   | 94,3             |
|                                 | Zn               | -                 | -                       | 83,0             |
| степень возгонки, %             | Ag               | -                 | 20-30                   | -                |
| извлечение в штейн, %           | Cu               | -                 | -                       | 62,0             |
|                                 | Ag               | -                 | 70-90                   | 70,7             |

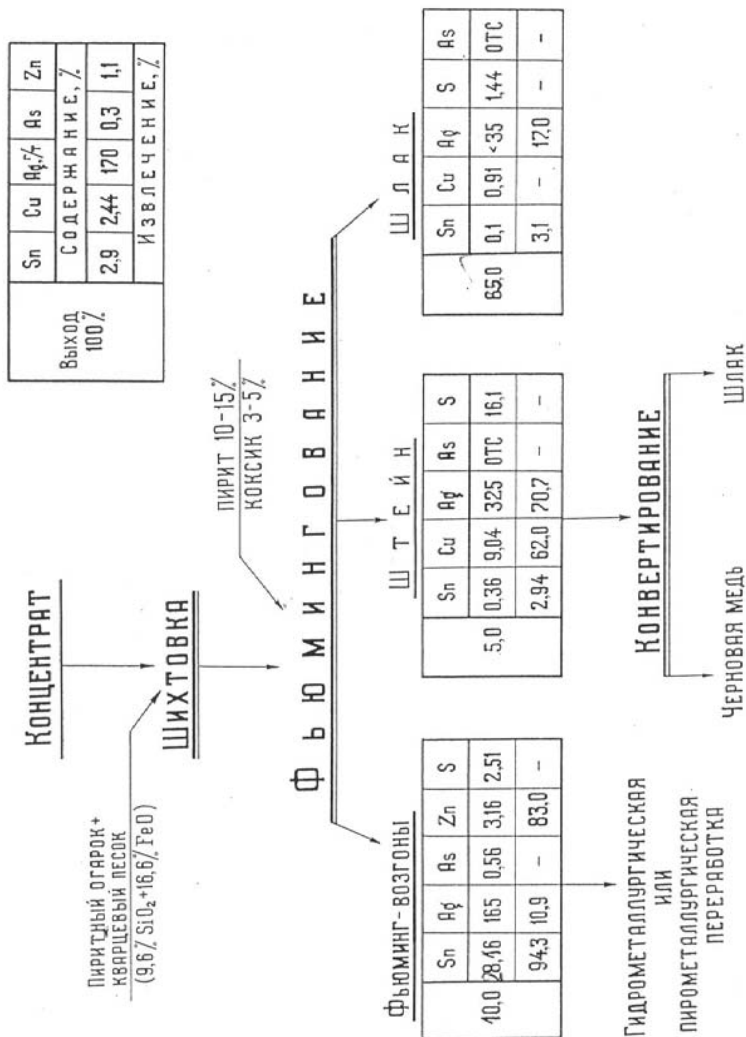


Рисунок 2. Технологическая схема пирометаллургической переработки объединенного концентрата обогащения

Дана характеристика продуктов процесса – плака, штейна и пылей со сведением материального баланса. Получен отвальный по содержанию ( $< 0,1\%$ ) олова и мышьяка плак; пыли с высоким извлечением в них олова –  $94,3\%$  и цинка –  $83,0\%$ ; штейн с извлечением в него  $62,0\%$  меди и  $70,7\%$  серебра.

Очевидно, что процесс фьюмингования объединенного оловянно-медного концентрата обогащения оловянно-полиметаллической руды, оптимальный режим которого был установлен на лабораторной и укрупненно-лабораторной стадиях, с улучшением технологических параметров моделировался в полупромышленном масштабе, что позволяет для комплексной переработки этого концентрата рекомендовать схему, приведенную на Рисунке 2.

## **5. Исследования по селекции олова и вольфрама из коллективных концентратов**

### *Магнитно-гравитационная схема*

Исследования по селекции коллективного оловянно-вольфрамового концентрата проводились на пробе, полученной при переработке руд месторождения Трудовое, участка Лесистый.

Основным оловосодержащим минералом в коллективном концентрате является касситерит. Вольфрам представлен преимущественно вольфрамитом и в меньшей степени псеелитом.

Исходя из вещественного состава концентрата, были проведены эксперименты по магнитному анализу классов коллективного концентрата, которые показали, что при напряженности поля  $800 \text{ кА/м}$  можно получить немагнитную фракцию, содержащую от  $54$  до  $60\%$  олова при извлечении его от  $73$  до  $76\%$ . Магнитная фракция представляет собой вольфрамово-оловянный продукт, в котором содержание олова находится на уровне  $2-3\%$ .

Минеральный состав магнитной и немагнитной фракций представлен в Таблице 50.

Как показал минералогический анализ, в магнитную фракцию переходит помимо вольфрамита и турмалина также и касситерит.

Можно предположить, что часть касситерита обладает повышенными магнитными свойствами в основном за счет включений пирротина, размером  $1-20 \text{ мкм}$ , неотделимых механическими методами и тонкоагрегатным срастанием с гидроксидами железа. В связи с этим были проведены эксперименты по магнитному анализу с предварительной кислотной обработкой в  $10\%$  растворе соляной кислоты в течение  $10$  минут. Магнитный анализ показал, что после проведенной обработки содержание олова в магнитной фракции снизилось до  $0,44\%$ , но содержание вольфрама увеличилось до  $14\%$ . Вероятно, снижение содержания олова в магнитной фракции можно объяснить частичным растворением пленок железа с поверхности касситерита.

Как видно из минерального состава, в материале содержится большое количество турмалина, который можно отделить с помощью гравитационных методов обогащения. Для этого концентрации на столе подвергался исходный коллективный оловянно-вольфрамовый концентрат и магнитная фракция. В первом случае выделить турмалин не удалось. Это можно объяснить тем, что в исходном материале содержится большое количество тяжелой фракции, которая затрудняет разделение касситерита и вольфрамита от турмалина.

Таблица 50

Минеральный состав магнитной и немагнитной фракций, %

| Фракция   | Касситерит | Вольфрамит | Шеслит | Турмалин | Карбонат | Флюорит | Легкая фракция | Пирит | Сросстки турмалина с вольфрамитом |
|-----------|------------|------------|--------|----------|----------|---------|----------------|-------|-----------------------------------|
| Магнит.   | 4          | 10         | сз     | 82       | сз       | сз      | сз             | 1     | 3                                 |
| Немагнит. | 91         | 1          | 3      | 1        | сз       | 2       | 4              | 1     | сз                                |

сз – единичные значения

Во втором случае при выходе легкой фракции около 40% с ней теряется 3,6% олова и 1,6% вольфрама за счет того, что тяжелые минералы касситерит и вольфрамит играют подчиненную роль в минеральном составе магнитной фракции. Таким образом, гравитационное обогащение на столах магнитной фракции позволяет сконцентрировать в тяжелой фракции касситерит и вольфрамит, а в легкую перевести турмалин.

По схеме доводки коллективного оловянно-вольфрамового концентрата предусматривается его классификация по крупности  $-1+0,074$  мм и  $-0,074+0$  мм. Удаление тонких классов крупности позволяет более эффективно провести магнитную сепарацию. Она проводится при напряженности магнитного поля 800 кА/м. При этом в немагнитную фракцию выделяется кондиционный оловянный концентрат с содержанием олова 57,6% и вольфрама 2,6% при извлечении 75,43% и 17,0% соответственно.

Магнитная фракция подвергается концентрации на столе. Тяжелая фракция представляет собой вольфрамовый оловосодержащий концентрат, содержащий 22,5% олова и 48,05% вольфрама при извлечении 21,92% и 80,13% соответственно. Состав данного концентрата благоприятен для дальнейшей гидрометаллургической переработки (табл. 51).

В результате данной схемы доводки из коллективного концентрата можно извлечь до 97,4% олова и до 97% вольфрама в товарные продукты: оловянный концентрат марки КО-2 и вольфрамовый концентрат оловосодержащий 2 сорта (ТУ 48-0220-008-82).

Таблица 51

**Сводные результаты обогащения коллективного оловянно-вольфрамового концентрата концентрата, %**

| Продукты                                | Выход  | Олово      |            | Вольфрам   |            |
|-----------------------------------------|--------|------------|------------|------------|------------|
|                                         |        | содержание | извлечение | содержание | извлечение |
| Вольфрамовый оловосодержащий концентрат | 27,96  | 22,5       | 21,92      | 48,05      | 80,13      |
| Оловянный концентрат (КО-2)             | 37,6   | 57,6       | 75,43      | 2,6        | 17,0       |
| Хвосты доводки                          | 34,44  | 2,2        | 2,65       | 1,4        | 2,87       |
| Исходный продукт                        | 100,00 | 28,78      | 100,0      | 16,78      | 100,0      |

### *Интенсификация гидрометаллургического извлечения вольфрама из коллективных концентратов*

Объектом исследования являлся коллективный оловянно-вольфрамовый концентрат, содержащий, %: 27,2 олова и 17,35 триоксида вольфрама.

По содержанию олова, свинца и мышьяка полученный продукт отвечает требованиям Н-32 ОСТ 48-32-80 на оловянные концентраты марки КОЗ-2. Однако повышенное содержание в продукте триоксида вольфрама (17,35% против требуемых 5%) препятствует этому.

Для снижения содержания в концентрате триоксида вольфрама до требуемых 5%, с учетом невозможности отделения вольфрама механическими способами, был избран путь химической доводки коллективного оловянно-вольфрамового концентрата. Промышленности известен один гидрометаллургический способ переработки вольфрамсодержащих оловянных концентратов, который состоит в автоклавно-содовом выщелачивании и успешно применяется на Скопинском гидрометаллургическом заводе.

Обработка изучаемого оловянно-вольфрамового концентрата содовым раствором в автоклаве в режиме Скопинского гидрометаллургического завода проводилась при следующих параметрах: температура 220°C, продолжительность 2 часа, расход соды 4-5 эквивалентов, Ж:Т=5, что позволяет снизить содержание в продукте триоксида вольфрама с 17,35 до 3,3-5,2% повысив содержание олова в остатке до 30%.

Раствор от автоклавно-содового выщелачивания поступает на доочистку и последующее выделение вольфрама в виде товарной продукции – паравольфрамата аммония или триоксида вольфрама.

Кек выщелачивания, в котором остается 95% олова, представляет собой оловянный концентрат, который по содержанию олова (30,0-30,6%) и вольфрама (3,0-5,0%) отвечает требованиям Н-32 ОСТ 48-32-80 на оловянные концентраты марки КОЗ-1.

При автоклавно-содовом выщелачивании оловянно-вольфрамового концентрата извлечение вольфрама в раствор при остаточном содержании триоксида вольфрама 3,0-5,0% не превышает 84,0%. Были предприняты попытки получения более высоких показателей по извлечению вольфрама в содовый раствор. Экспериментальные исследования показали, что повышение температуры до 280°C и добавка к содовому раствору едкого натра (1 экв) позволяют снизить содержание триоксида вольфрама в кеке выщелачивания до десятых долей процента (0,26-0,4%), повысив извлечение до 98,0%.

Проведенная экспериментальная работа по автоклавно-содовому выщелачиванию коллективного оловянно-вольфрамового концентрата позволяет для его химической доводки предложить приведенную на Рис. 3 схему, по которой оба полезных компонента извлекаются в товарные продукты:

- вольфрам в триоксид вольфрама на 85%
- олово в оловянный концентрат марки КОЗ-1 на 95%.

Проведенные исследования по селекции олова и вольфрама из коллективного концентрата гравитационного обогащения полученные двумя методами: обогащением по магнитно-гравитационной схеме и гидрометаллургическим, с применением автоклавно-содового выщелачивания показали возможность получения высокосортных товарных продуктов олова и вольфрама обоими методами.

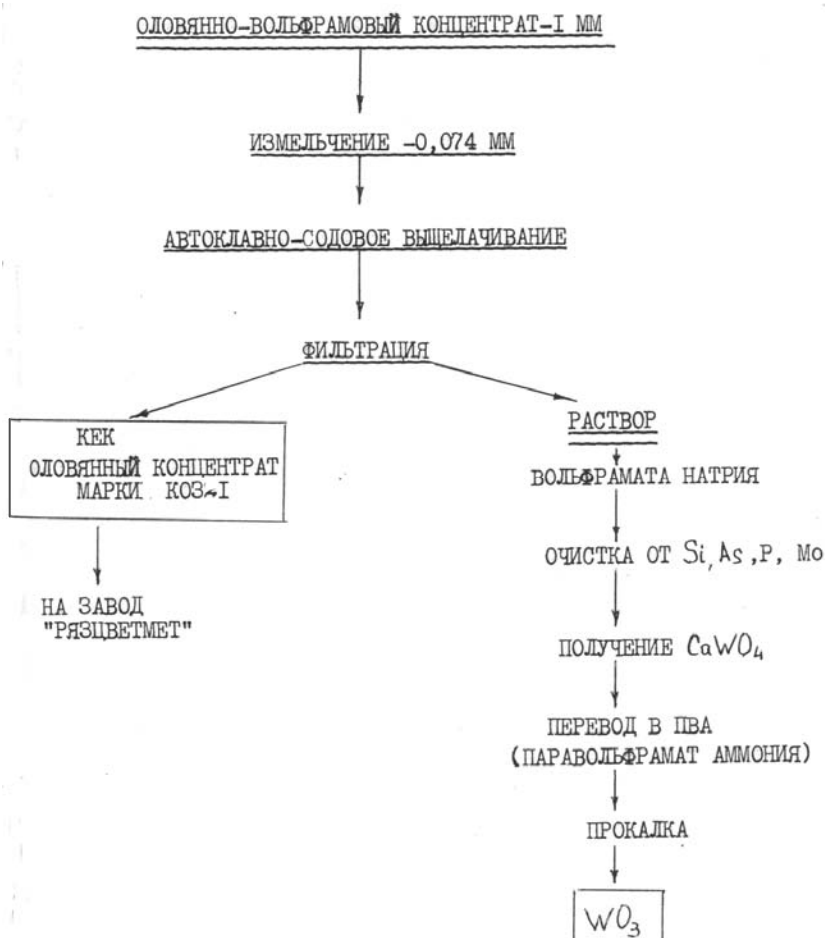


Рисунок 3. Химическая доводка коллективного оловянно-вольфрамового концентрата

## 6. Изучение процессов химико-металлургической переработки оловянно-серебряной руды.

На основании минерального и химического состава исходной оловянно-серебряной руды месторождения Нижний Кштудак (см. Таблицу 52) априори было намечено две технологических схемы химико-металлургической переработки руды:

- 1 вариант – удаление мышьяка и последующее фьюмингование огарка,
- 2 вариант – соляно-кислотная обработки руды с последующим хлоридо-возгоночным обжигом.

Выбор того или иного варианта мог быть сделан только после проведения экспериментальных исследований по удалению мышьяка из руды и серно-кислотной обработке руды.

Таблица 52

**Характеристика оловянно-серебряной руды месторождения  
Нижний Кштудак**

| Химический состав |                       | Минеральный состав |        |
|-------------------|-----------------------|--------------------|--------|
| Компонент         | Содержание<br>масс. % | Минерал            | мас. % |
| Олово             | 0,307                 | Доломит            | 28,0   |
| Серебро           | 0,046                 | Кальцит            | 14,0   |
| Мышьяк            | 6,17                  | Кварц              | 2-3    |
| Цинк              | 2,55                  | Гематит            | 5,5    |
| Свинец            | 1,96                  | Касситерит         | 1-2    |
| Медь              | 0,223                 | Арсенопирит        | 13     |
| Висмут            | 0,035                 | Пирит              | 8,5    |
| Кадмий            | 0,048                 | Галенит            | 2-3    |
| Сера, общ         | 10,3                  | Сфалерит           | 4,5    |
| Углерод:          |                       | Марказит           | Есть   |
| органический      | 2,3                   |                    |        |
| карбонатный       | 7,17                  |                    |        |
| общий             | 9,47                  |                    |        |
| Оксиды:           |                       |                    |        |
| кремния           | 1,05                  |                    |        |
| алюминия          | 0,57                  |                    |        |
| железа 1          | 3,42                  |                    |        |
| железа 2          | 18,07                 |                    |        |
| общий             | 21,49                 |                    |        |
| кальция           | 20,94                 |                    |        |
| магния            | 9,46                  |                    |        |
| марганца          | 0,33                  |                    |        |
| титана            | 0,023                 |                    |        |
| углерода          | 26,3                  |                    |        |

*Экспериментальные исследования по удалению мышьяка*

Наличие в руде большого количества серы (10,3%), а также присутствие мышьяка в руде в виде арсенопирита, позволили применить для удаления мышьяка традиционный способ обжига в слабовосстановительной среде.

Опыты проводились на 10 г. навесках по методике, разработанной в химико-технологической лаборатории и состоящей в прокаливании навески материала, помещенного в кварцевую лодочку, в потоке воздуха или инертного газа (аргона). В процессе исследований изменялась температура обжига в интервале 500-900°C через каждые 100° и добавки твердого углеродистого восстановителя – угля, расход которого был 0, 1, 5 и 10% от веса навески ру-

ды. По остаточному весу огарка судили о его выходе, а по результатам анализа огарка на мышьяк, олово, свинец и цинк рассчитывали степень возгонки последних.

Результаты экспериментов показывают, что несмотря на то, что температура обжига была поднята до  $900^{\circ}$  и расход угля до 10% от веса навески руды, получить требуемые для фьюмингования содержания мышьяка в огарке, а именно  $<0,5\%$ , не удается: в огарке остаточные содержания мышьяка составляют 1,3-5,8% при степени возгонки, соответственно, 82,2-34,0%. При этом следует отметить, что олово, свинец и цинк фактически полностью остаются в огарке. На первый взгляд кажется странным, почему – мышьяк, представленный в руде арсенопиритом, при большом количестве серы при обжиге не возгоняется. Однако более детальное рассмотрение этого вопроса объяснило поведение мышьяка.

Поведение мышьяка при обжиге определяется степенью его окисленности и вещественным составом рудного материала. В окислительной атмосфере диссоциация арсенопирита сопровождается переходом мышьяка и его сульфидов в легколетучий триоксид. Однако в условиях высокого окислительного потенциала происходит дальнейшее окисление триоксида до малолетучего пентаоксида  $As_2O_5$ .

Помимо этого, сульфидные минералы железа и цветных металлов, содержащиеся в руде, разлагаются с образованием сульфатов и оксидов, причем оксиды железа оказывают каталитическое воздействие на переход трехвалентного мышьяка в пятивалентный.

Следует также отметить, что слагающие на 50% руду доломит и кальцит в процессе обжига в окислительной атмосфере в присутствии серы переходят в сульфаты кальция и магния, которые связывают в термически стойкие арсенаты  $Ca_3(AsO_4)_2$  и  $Mg(AsO_3)_2$ .

Оксиды железа, меди и цинка, взаимодействуя с  $As_2O_5$ , также образуют стойкие арсенаты типа  $FeAsO_4$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $Cu_3(AsO_4)_2$ ,  $Zn(AsO_4)_2$ .

Образование сульфатов кальция и магния в процессе окислительного обжига руды подтверждается данными рентгенофазового анализа, который также фиксирует наличие в огарках ферритов только цинка –  $ZnFe_2O_4$ . Следовательно, образовавшиеся при обжиге сульфаты кальция, магния и свинца являются весьма прочными и в ферриты не переходят.

Характер отгонки мышьяка при обжиге руды в восстановительной атмосфере (в нейтральной среде (аргон) в присутствии твердого углеродистого восстановителя) несколько другой. До  $600^{\circ}C$ , т.е. до начала разложения карбонатов кальция и магния, мышьяк отгоняется свободно и степень возгонки его достигает максимальных значений, а именно, 60-80%. Затем возгонка замедляется, т.к. при повышении температуры до  $700-800^{\circ}C$  карбонат кальция в восстановительной среде превращается в сульфид, что подтверждает рентгенофазовый анализ, а карбонат магния в оксид магния, последние связывают триоксид мышьяка в арсениты, типа арсенита кальция –  $Ca_3(AsO_3)_2$ . Последние при повышении температуры до  $900^{\circ}C$  начинают разлагаться и снова высвобождают мышьяк, что приводит к росту степени возгонки его.

Таким образом, работа по изучению обжига руды месторождения Нижний Кштудак, в интервале температур  $500-900^{\circ}C$  в атмосфере воздуха и инертного газа аргона с добавками твердого углеродистого восстановителя и без последнего показала, что обжигом максимально можно отогнать 60-80% мышьяка, снизив содержание его в огарке минимум до 1,31%.

Низкие показатели возгонки мышьяка обусловлены вещественным составом руды, которая почти на 50% состоит из доломита и кальцита. По-

следние в процессе обжига взаимодействуют с летучими формами мышьяка (триоксидом) и переводят мышьяк в устойчивые нелетучие формы - арсенаты и арсениты.

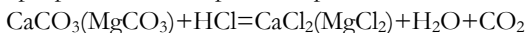
Высокие остаточные содержания мышьяка в огарке ( $>1,3\%$ ) не позволяют для дальнейшей переработки направлять их на фьюмингование, что поставило под сомнение использование 1 варианта технологической схемы для переработки руды месторождения Нижний Кштудак.

#### *Солянокислотная обработка руды месторождения Нижний Кштудак.*

Необходимость изучения солянокислотной обработки руды месторождения Нижний Кштудак возникла в связи с использованием 2 варианта технологической схемы переработки руды, основанной на хлоридовозгоночном обжиге.

Так как руда месторождения Нижний Кштудак почти на 50% состоит из доломита и кальцита, то солянокислотной обработкой последние можно перевести в хлориды кальция магния, используя их при последующем хлоридо-возгоночном обжиге в качестве хлорирующих агентов.

Исходя из содержания в руде оксидов кальция и магния (см. Таблицу 52), была рассчитан стехиометрический расход соляной кислоты на полное растворение их и превращение в хлориды по реакции.



Расход кислоты оказался равным 44,4% от массы руды.

Эксперименты по солянокислотной обработке проводились с расходом соляной кислоты, составляющим 100, 50 и 25% от стехиометрически необходимого количества; Ж:Т=2, продолжительности обработки 2 часа при комнатной температуре и нагревании ( $90^\circ\text{C}$ ). Результаты опытов, сведенные в Таблице 53, показали, что независимо от температуры при стехиометрически необходимом количестве соляной кислоты растворяется от 81 до 93% оксида кальция и 85% оксида магния. Олово кислотой не затрагивается практически, а мышьяк и свинец переходят в раствор в значительном количестве: 53 и 60% соответственно.

Для установления влияния расхода соляной кислоты и плотности пульпы на последующую возгонку в процессе хлоридо-возгоночного обжига олова, мышьяка, свинца, цинка и серебра и остаточное содержание их в огарке, была проведена серия опытов с расходом соляной кислоты 100, 75 и 50% от стехиометрически необходимого количества при изменении плотности пульпы (Ж:Т) от 1 до 2. Опыты проводились при комнатной температуре с добавками угля 5-10% от веса навески руды.

Результаты экспериментов, приведенные в Таблице 54, показали, что для эффективного проведения процесса ХВО, т.е. получения высоких показателей по возгонке олова и сопутствующих ему металлов, необходимо проводить солянокислотную обработку руды при 100%-ном расходе соляной кислоты (44,4% от массы руды) при плотности 1,0-1,4 и комнатной температуре в течение 1-2 час. При соблюдении вышеперечисленных условий в процессе ХВО в коллективный хлоридный продукт извлекается до 90% олова и 94-99% свинца. Цинк и серебро приблизительно поровну распределяются между возгонками и огарком.

Оба продукта (коллективный хлоридный продукт и огарок) перерабатываются по известным промышленности технологиям до товарных продуктов.

Результаты солянокислотной обработки руды месторождения Нижний Кипулак при различных условиях эксперимента.  
Плотность пульпы (Ж:Т)=2; продолжительность обработки – 2 часа

| температура<br>°C | Соляная кислота       |                     | Выход<br>кека, % | Извлечение в раствор, % отн. исх. кол-ва |      |     |      |      |      |
|-------------------|-----------------------|---------------------|------------------|------------------------------------------|------|-----|------|------|------|
|                   | расход,<br>% от стех. | концентрация<br>г/л |                  | CaO                                      | MgO  | Sn  | Zn   | Pb   | As   |
| Комнатная         | 100                   | 225                 | 44,0             | 91,3                                     | 87,2 | 2,7 | 14,0 | 46,3 | 52,0 |
|                   | 50                    | 112,5               | 69,4             | 49,8                                     | 45,9 | 0   | 11,0 | 29,3 | 51,3 |
|                   | 25                    | 56,25               | 84,7             | 26,8                                     | 23,0 | 0   | 6,1  | 0    | 46,3 |
| 90                | 100                   | 225                 | 46,8             | 83,4                                     | 83,2 | 1,4 | 15,7 | 72,3 | 54,2 |
|                   | 50                    | 112,5               | 71,7             | 46,3                                     | 44,6 | 7,8 | 11,7 | 7,1  | 54,2 |
|                   | 25                    | 56,25               | 86,3             | 22,3                                     | 25,9 | 1,9 | 0    | 0    | 39,9 |

**Влияние расхода соляной кислоты и плотности пульпы на возгонку олова, мышьяка, свинца, цинка и серебра в процессе ХВО**

| Условия солянокислотной обработки  |                  |                     | Добавка<br>угля | Степень возгонки, % от исх. |        |        |      |         |
|------------------------------------|------------------|---------------------|-----------------|-----------------------------|--------|--------|------|---------|
| расхода кислоты<br>% от стех. к-ва | Плотность<br>Ж:Г | конц.<br>кислот г/г |                 | олово                       | мышьяк | свинец | цинк | Серебро |
| 100                                | 2                | 225                 | 5               | 75,5                        | 94,3   | 96,6   | 59,9 | 47,9    |
| “                                  | “                | “                   | 10              | 82,7                        | 92,6   | 94,6   | 43,5 | 39,0    |
| 100                                | 1                | 450                 | 10              | 86,4                        | 89,8   | 94,4   | 28,0 | 43,5    |
| “                                  | 1,2              | 367                 | “               | 89,2                        | 93,7   | 97,8   | 53,6 | 49,1    |
| “                                  | 1,4              | 306                 | “               | 88,6                        | 95,6   | 99,0   | 63,8 | 56,2    |
| “                                  | 1,7              | 262                 | “               | 92,2                        | 95,6   | 99,9   | 55,6 | 48,7    |
| 75                                 | 0,7              | 450                 | 10              | 88,8                        | 88,8   |        | 69,3 | 60,0    |
| “                                  | 0,9              | 367                 | “               | 91,3                        | 92,7   |        | 48,0 | 51,1    |
| “                                  | 1,1              | 306                 | “               | 81,1                        | 87,0   | 95,0   | 30,6 | 18,6    |
| “                                  | 1,3              | 262                 | “               | 87,9                        | 85,9   | 97,9   | 36,6 | 28,3    |
| 50                                 | 1                | 225                 | 5               | 47,8                        | 55,0   | 48,1   | 26,4 | 11,6    |
| “                                  | “                | “                   | 10              | 46,3                        | 59,0   | 42,4   | 31,0 | 25,5    |

## 7. Технология обогащения комплексной оловянно-полиметаллической руды Правоурмийского месторождения

### 7.1. Общие сведения о месторождении.

Правоурмийское оловорудное месторождение находится в Верхне-Бурейском районе Хабаровского края и относится к Баджальскому рудному региону.

Месторождение представляет собой мощную минерализованную зону. Продуктивными являются топазовые прожилки мощностью от 1 до 30 см., содержащие флюорит и рудную вкрапленность касситерита, вольфрамит, арсенопирита и лёллингита. Последующая сульфидная минерализация (халькопирит, борнит, пирротин) представлена в виде вкрапленности и мелких гнезд во всех предшествующих образованиях.

Среднее содержание олова по месторождению оценивается в 0,38%. Помимо олова для попутного извлечения из руды представляют интерес вольфрам (0,06-0,09 %), медь (0,46 %) и содержащиеся в медных минералах (халькопирит, борнит) индий, серебро (см. Таблицу 55).

Правоурмийское месторождение олова относится к кварц-топазовому (грейзеновому) типу касситерит-кварцевой формации. Руды месторождения малосульфидные, в основном, с крупной вкрапленностью касситерита. Основные составляющие руды – это жильный материал и вмещающие породы.

Жильный материал состоит из кварца и топаза с включениями сульфидов, касситерита, вольфрамита, флюорита и лёллингита. Суммарное содержание тяжелых минералов плотностью более 4 г/см<sup>3</sup> составляет 7,0 %, в том числе 6,5 % сульфидов (вместе с лёллингитом).

Вмещающие породы представлены тонкозернистыми в разной степени окварцованными, биотитизированными, серицитизированными и каолинизированными липаритами.

Основным компонентом руды, определяющим её промышленную ценность, является олово.

Таблица 55

#### Химический состав руды (по средним содержаниям элементов)

| Компоненты               | Содержание, % |
|--------------------------|---------------|
| олово общее              | 0,38          |
| олово кислоторастворимое | 0,01          |
| триоксид вольфрама       | 0,053         |
| медь                     | 0,40          |
| свинец                   | 0,020         |
| цинк                     | 0,018         |
| висмут                   | 0,017         |
| серебро                  | 14,5 (г/т)    |
| индий                    | 18,6 (г/т)    |
| мышьяк                   | 2,81          |
| сера                     | 1,25          |
| фтор                     | 3,52          |

По данным фазового анализа минерало-технологических проб, подавляющая часть этого элемента находится в форме касситерита. На долю других минеральных форм (моусонит, станноидит, станнин, сакурайит) приходится всего лишь 2,0 % олова. Касситерит в руде содержится, главным образом, в кварцево-топазовых прожилках в виде вкрапленных кристаллических зёрен и их агрегатов. Размеры вкраплений варьируют от микронных до 10-15 мм.

Помимо олова ценными компонентами в руде являются вольфрам, медь, серебро, висмут и индий.

Вольфрам присутствует в двух минеральных формах – вольфрамите и шеелите, примерное соотношение которых составляет 7:1.

Минеральные формы меди более разнообразны, но основная часть этого металла (90-95 %) связана с сульфидами, халькопиритом и борнитом.

Соотношение этих минералов в руде не постоянное и изменяется от равного до 1:5 в пользу халькопирита. Другие минералы меди, такие как моусонит, станноидит, станнин, ковеллин, блёклые руды, тенорит и самородная медь содержатся в руде в незначительном количестве, их общая доля в балансе данного металла невелика (5-10 %).

Собственных серебряных минералов в рудах не отмечается. Серебро входит в структуру халькопирита (0,1%) и, преимущественно, борнита (до 6%)

Из висмутовых минералов на месторождении встречаются единичные зерна самородного висмута, висмутит и виттихенит. Висмут в основном в виде изоморфных примесей присутствует в халькопирите (0,03%), борните (до 3,0%).

Индий в виде изоморфной примеси содержится, в основном, в халькопирите (0,137%), борните (0,037%) и сфалерите (0,12%). Встречаются выделения собственного индиевого минерала – рокезита. Он образует субграфические вроски в халькопирите и борните, иногда в сростании со сфалеритом и станноидитом.

Вредными примесями в руде является фтор и мышьяк.

Содержание мышьяка в Правоурмийском месторождении особенно велико и по данным минералого-технологического картирования составляет в среднем 2,81%. Минералы мышьяка принадлежат к разным классам – сульфидам (арсенопирит) и арсенидам (лёллингит). Доля мышьяка в форме лёллингита оценивается в 30-35 %. Лёллингит преобладает на глубоких горизонтах месторождения и затем постепенно сменяется арсенопиритом и в верхнерудных сечениях встречается только арсенопирит (см. Таблицу 56).

Фторсодержащие минералы руды – флюорит и топаз.

Плотность руды 3,0 г/см<sup>3</sup>

Сумма минералов повышенной плотности (более 3,0 г/см<sup>3</sup>) составляет 18-20 %.

Коэффициент контрастности руды – 1,15-1,35.

Коэффициент крепости руды по шкале Протодяконова -  $f = 9-11$ .

Насыпной вес – 1,9 т/м<sup>3</sup>.

На основании результатов изучения вещественного состава руды можно сделать вывод о возможности получения следующих продуктов обогащения:

- оловянный концентрат;
- вольфрамовый концентрат;
- медный концентрат, аккумулирующий серебро, висмут и индий.

## Минеральный состав руды Правоурмийского месторождения

| Минералы         | Содержание, % | Плотность минералов, г/см <sup>3</sup> |
|------------------|---------------|----------------------------------------|
| Касситерит       | 0,5           | 6,9                                    |
| Станнин          | 0,4           | 4,5                                    |
| Моусонит         |               |                                        |
| Станноидит       |               |                                        |
| Сакуранит        |               |                                        |
| Халькопирит      | 1,0           | 4,2                                    |
| Борнит           | 0,2           | 5,0                                    |
| Вольфрамит       | 0,06          | 7,5                                    |
| Шеелит           | ед. зерна     | 6,0                                    |
| Арсенопирит      | 4,0           | 6,1                                    |
| Лёллинит         | 1,2           | 7,2                                    |
| Пирит            | ед. зерна     | 5,0                                    |
| Марказит         | ед. зерна     | 5,0                                    |
| Пирротин         | ед. зерна     | 4,6                                    |
| Сфалерит         | ед. зерна     | 4,0                                    |
| Галенит          | ед. зерна     | 7,5                                    |
| Минералы висмута | ед. зерна     | 9,7                                    |
| Кварц жильный    | 18,0          | 2,65                                   |
| Топаз            | 14,5          | 3,55                                   |
| Турмалин         | 3,2           | 3,2                                    |
| Флюорит          | 1,2           | 3,2                                    |
| Вмещающая порода | 55,5          | 2,8                                    |
| Рутил            | 0,1           | 3,5-4,5                                |
| Циркон           |               |                                        |
| Эпидот           |               |                                        |
| Лимонит          | 0,3           | 4,0                                    |
| Сумма            | 100,0         | 100,0                                  |

## 7.2. Опыт работы предприятий по переработке аналогичных руд

В отечественной практике 95% олова извлекается из руд коренных месторождений. Для извлечения олова широко применяются процессы гравитационного обогащения – отсадка, концентрация на столах и шлюзах. Тонкие классы крупности касситерита извлекаются с помощью флотации, как правило, с применением специфического собирателя – «Аспарал Ф». Для доводки оловянных концентратов широко используются процессы флотации сульфидов и флотогравитации. Крупность обогащаемого материала определяется характером вкрапленности касситерита в породе.

В Таблице 57 приведены некоторые данные о работе предприятий, перерабатывающих оловянные руды. Как следует из приведенных данных, на большинстве фабрик получался низкосортный оловянный концентрат, который подвергался дальнейшему обогащению на доводочной фабрике Новосибирского оловянного комбината.

Данные о работе предприятий, перерабатывающих оловянные руды

| ГОК             | Характеристика руды                                                                                | Начальная<br>крупность обога-<br>щения, мм | Конечная круп-<br>ность обогаще-<br>ния, мм | Технология<br>обогащения                    | Содержание, %                                    |                                      | Извлечение, %                                     |
|-----------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------|---------------------------------------------|---------------------------------------------|--------------------------------------------------|--------------------------------------|---------------------------------------------------|
|                 |                                                                                                    |                                            |                                             |                                             | руда                                             | концентрат                           |                                                   |
| Хинганово       | Малосульфидная,<br>кварц-касситеритовая                                                            | 12                                         | 0,2                                         | Гравитация,<br>флотация                     | 1,11                                             | 30,0                                 | 83,4                                              |
| Шерловоторский  | Малосульфидная,<br>кварц-касситеритовая                                                            | 2                                          | 0,1                                         | Гравитация,<br>флотация,<br>флогогравитация | 0,25                                             | 24,0                                 | 40,0                                              |
| Солнечный       | Кварц-турмалин-<br>касситеритовая, Минералы<br>W – шеселит, вольфрамит<br>Минерал Cu – халькопирит | 1,0                                        | –                                           | Гравитация,<br>флотация,<br>флогогравитация | Sn – 0,4;<br>Cu – 0,7;<br>WO <sub>3</sub> – 0,99 | Sn – 15-20;<br>Cu – 15,0             | Sn – 54,3;<br>Cu – 62,0<br>WO <sub>3</sub> – 21,5 |
| Хрустальненский | Алевриты, сланцы,<br>Минерал Sn – касситерит                                                       | 12,0                                       | 0,2                                         | Гравитация,<br>флотация,<br>флогогравитация | 0,50                                             | 30,0                                 | 71,0                                              |
| Иульгинский     | Кварц-касситеритовая,<br>Минерал W – вольфрамит                                                    | 12,0                                       | 0,2                                         | Гравитация,<br>флотация,<br>флогогравитация | Sn – 0,15;<br>WO <sub>3</sub> – 0,23             | Sn – 55,0;<br>WO <sub>3</sub> – 60,0 | Sn – 76,6;<br>WO <sub>3</sub> – 77,3              |

На Солнечном и Иультинском ГОКах помимо оловянного концентрата производился вольфрамовый концентрат, причем на Иультинском – с достаточно высоким извлечением триоксида вольфрама. На Солнечном ГОКе производился также медный концентрат, с невысоким содержанием меди и загрязнённый мышьяком.

При обогащении чисто медных руд, с содержанием меди на уровне 0,4-0,5%, также содержащих преимущественно халькопирит и борнит, возможно получение концентратов с содержанием меди выше 30 % и извлечение меди в концентрат выше 85% (фабрики Коппертон, Сьеррита, США; руда месторождения Песчанка, РФ).

### 7.3. Результаты ранее проведенных испытаний на обогатимость.

Руда Правоурмийского месторождения изучалась в ОАО «Центральным научно-исследовательским институтом олова («ЦНИИОлово»), г. Новосибирск и Дальневосточным научно-исследовательским институтом минерального сырья (АВИМС»), г. Хабаровск (90-е годы XX века).

Исследования на обогатимость проводились по стандартной флотационно-гравитационной схеме со стадийным измельчением промпродуктов с целью последовательного раскрытия касситерита. Исходная крупность обогащаемого материала составила -12 мм, конечная крупность -0,2 мм.

В схему гравитационного обогащения включали операции классификации, отсадку и концентрацию на столах. Из тонкого материала касситерит извлекался либо с помощью гравитационных методов, либо флотацией. При гравитационном обогащении из шламов получали более богатый шламовый концентрат, чем при флотационном обогащении. Однако извлечение олова было несколько выше в случае флотационного обогащения. Вольфрамовый продукт выделялся с помощью магнитной сепарации.

Из результатов испытаний следует (Таблица 58), что принципиально возможно получение селективных оловянного, вольфрамового и медного концентратов. Серебро, висмут и индий концентрируются преимущественно в медном концентрате.

Извлечение олова и качество оловянных концентратов находится на удовлетворительном уровне.

Основным фактором, мешающим получению высококачественных концентратов (особенно оловянного и медного), является наличие в руде мышьяка в форме лёллингита и арсенопирита.

Данные минералы обладают похожими флотационными свойствами. Эффективными собирателями для них являются ксантогенаты в среде, близкой к нейтральной. Заметное подавление флотации этих минералов происходит в щелочной среде ( $\text{pH} > 10$ ) и особенно, в присутствии окислителей (например, кислород воздуха). Это даёт возможность с одной стороны очистить оловянный концентрат в процессе флотогравитации, с другой стороны получить качественный медный концентрат при флотационной селекции сульфидов, поскольку халькопирит и борнит значительно лучше флотируются по сравнению с минералами мышьяка в высокощелочной среде.

Практика работы артели «Амгунь» при обогащении руд Правоурмийского месторождения показывает, что руда относится к трудноизмельчаемой и в расчёте измельчительного оборудования следует применять коэффициент 0,7 к среднеизмельчаемой руде. Производительность мельниц при измельчении среднеизмельчаемой руды с -12,0 до -2,0+0 мм, как правило, принимается 4,1-4,2 т/час на метр кубический объёма мельницы. При измельче-

нии Правоурмийской руды эта производительность составит 2,9-3,0 т/час на кубический метр объёма мельницы.

Руда относится к крупновкрапленной и средневкрапленной, существенного переизмельчения касситерита не наблюдается (Таблица 59). В класс крупности  $-0,074+0$  мм (Таблица 59) при измельчении руды до  $-2+0$  мм переходит 8,59 % олова, тогда как в тонковкрапленных рудах в шламах сосредотачивается до 15-28 % олова.

В целях разработки технологии доводки черновых оловянных концентратов с получением концентратов, соответствующих ТУ, а также проверки эффективности рентгенорадиометрической сепарации ЦНИИОлово и фирмой «РАДОС» были проведены испытания крупнообъемной пробы руды Правоурмийского месторождения в 2006-2007 гг.

При выходе отвального продукта крупностью  $-200+20$  мм в количестве 21 % потери олова составили всего лишь 4,2 %. С увеличением выхода отвального продукта до 39,8 % существенно увеличиваются с ними потери олова (11,3 %). Мышьяк, как и олово, концентрируется в обогащенном продукте РРС. Потери меди с отвальным продуктом достаточно велики: 9,0 - 10,5 %.

Рекомендованная разработанная технологическая схема обогащения включала в себя следующие основные операции:

- дробление исходной руды крупностью  $-400$  мм;
- грохочение дробленной руды с получением трех классов крупности  $-200+100$  мм;  $-100+20$  мм;  $-20+0$  мм.;
- рентгенорадиометрическую сепарацию классов крупности  $(-200+100)$ ;  $(-100+20)$  мм с получением обогащенного продукта и отвальных хвостов;
- двухстадийное дробление обогащенного продукта РРС до крупности  $-12$  мм.
- грохочение класса крупности  $-12$  мм с получением классов крупности  $-2$  мм.;  $-6+2$  мм.;  $-12+6$  мм.;
- обогащение классов крупности  $-12+6$  мм.;  $-6+2$  мм на отсадочных машинах с выделением отвальных хвостов;
- измельчение класса крупности  $+2$  мм до  $-2$  мм и совместно с классом крупности  $-2+0$  мм стадийное измельчение и обогащение на винтовых сепараторах с выделением чернового концентрата и отвальных хвостов крупностью  $-0,5$  мм;
- обогащение шламов на столах;
- доводку чернового концентрата.

Черновой концентрат винтовых сепараторов после предварительной концентрации на столах подвергается доводке флотогравитацией и флотацией. Концентраты доводки после сушки подвергаются электромагнитной сепарации с получением 60%-ного оловянного концентрата и вольфрамового продукта. Шламовый оловянный концентрат, выделенный в шламовом цикле подшихтовывается к зернистому оловянному концентрату.

Данная схема эффективна с точки зрения обогащения олова, однако применение радиометрической сепарации и вывод хвостов отсадки (крупность  $-12$  мм) в отвал ограничивает возможность высокого извлечения меди и сопутствующих ей металлов.

Как показывает практика действующего предприятия небольшой мощности (до 50 000 тонн руды в год), при переработке руд Правоурмийского месторождения возможно получение кондиционных оловянного и вольфрамового концентратов. Однако извлечение металлов находится на относительно низком уровне (олово – 45-50%; вольфрам – 20%), что очевидно связано с недостаточной степенью измельчения руды и раскрытия минеральных зёрен.

**Основные технологические результаты ранее проводимых испытаний на обогатимость руды  
Правоурмийского месторождения**

| Технологические<br>показатели           | №№ проб |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|-----------------------------------------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|                                         | 1       | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     | 7     | 8     | 9     | п/пр  |
| Содержание в руде, %                    |         |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
| Sn                                      | 0,42    | 0,56  | 1,08  | 0,65  | 0,40  | 0,39  | 0,85  | 0,52  | 0,57  | 0,42  |
| WO <sub>3</sub>                         | 0,01    | 0,09  | 0,03  | 0,022 | 0,03  | 0,03  | 0,065 | 0,032 | 0,028 | 0,01  |
| Cu                                      | 0,48    | 0,80  | 0,47  | 0,78  | 0,39  | 0,45  | 0,20  | 0,33  | 0,47  | 0,48  |
| Содержание в одноименном концентрате, % |         |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
| Sn (3)                                  | 31,32   | 24,96 | 27,50 | 32,19 | 30,32 | 19,41 | 48,13 | 21,63 | 16,4  | 31,32 |
| Sn (II)                                 | 8,75    | 8,60  | 12,0  | 8,65  | 13,32 | 9,58  | 20,44 | 11,54 | 8,02  | 8,75  |
| WO <sub>3</sub>                         | -       | 60,36 | 65,74 | -     | 28,50 | 55,16 | 31,71 | 4,52  | 15,50 | -     |
| Cu                                      | 11,30   | 13,82 | 7,37  | 28,26 | 30,52 | 5,25  | 12,06 | 34,06 | 36,82 | 11,30 |
| As в медном продукте                    | 28,7    | 32,60 | 25,42 | 9,04  | 2,51  | 39,14 | -     | -     | 1,10  | 28,7  |
| Извлечение в одноименный концентрат, %  |         |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
| Sn                                      | 74,77   | 75,98 | 72,49 | 76,90 | 74,09 | 74,83 | 83,70 | 77,69 | 76,16 | 74,77 |
| WO <sub>3</sub>                         | -       | 26,78 | 21,91 | -     | 47,67 | 58,72 | 48,80 | 21,88 | 36,17 | -     |
| Cu                                      | 60,53   | 76,72 | 70,05 | 52,90 | 58,73 | 69,97 | 24,60 | 29,95 | 19,60 | 60,53 |
| Извлечение в медный концентрат, %       |         |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
| Ag                                      | 40,4    | 82,77 | 79,49 | 23,1  |       | 77,18 |       |       | 14,48 | 40,4  |
| Bi                                      | 57,40   | 89,06 | 91,19 | -     | -     | 88,43 | -     | -     | 9,0   | 57,40 |
| In                                      | -       | 76,53 | 44,70 | 15,4  | -     | -     | -     | -     | 10,99 | -     |

Ситовая характеристика руды, измельченной до крупности -2+0 мм, %

| Классы крупности, мм | Выход | Содержание олова | Распределение олова |
|----------------------|-------|------------------|---------------------|
| -2+1                 | 49,42 | 0,28             | 39,34               |
| -1+0,5               | 24,53 | 0,33             | 27,17               |
| -0,5+0,2             | 12,98 | 0,35             | 15,29               |
| -0,2+0,1             | 5,20  | 0,42             | 7,36                |
| -0,1+0,074           | 1,74  | 0,39             | 2,25                |
| -0,074+0             | 13,13 | 0,20             | 8,59                |
| Руда                 | 100,0 | 0,30             | 100,00              |

#### 7.4. Исследования по селекции сульфидов меди и мышьяка.

Извлечению меди и присутствующих в медных минералах ценных компонентов: индия и серебра посвящено большое количество работ, как непосредственно для Правурмийских так для других оловянно-медных и оловянно-полиметаллических руд. Причина этому – наличие в рудах мышьяка в форме арсениопирита и лёллингита, обусловленное генезисом оловянных месторождений. Разделение сульфидов меди и мышьяка – весьма сложная задача.

Ранее было разработано две технологии, основанные на одних и тех же принципах. Коллективные сульфиды, выделенные флотогравитацией и флотацией в процессе извлечения олова и содержащие сульфиды меди, мышьяка, железа, подвергаются десорбции с их поверхности собирателей, а затем окисленно поверхности минералов мышьяка и железа в присутствии ионов кальция. После чего ведется флотация минералов меди.

Достоинство этой технологии в том, что она позволяет получить товарные медные концентраты с содержанием меди не менее 20 % и мышьяка 0,5 % из руды с соотношением содержания меди и мышьяка 1:1. Эта технология не оказывает вредного влияния на воздушную и водную среду (применяются только известь, активированный уголь и ксантогенат).

При исследовании руд Правурмийского месторождения также применялась технология селекции коллективных сульфидов, в которой в качестве десорбента использовался сернистый натрий.

По этой технологии (см. Рис. 4) коллективные сульфиды доводки оловянных концентратов подвергаются пропарке при температуре 70-80°C в течение 40 мин с постоянным перемешиванием в присутствии значительной концентрации сернистого натрия. Затем пульпа подвергается многократной промывке водой для полного удаления сернистого натрия. После промывки сульфиды подвергаются селекции по технологии, применяемой при обогащении медномышьяковых руд на ООО «Востоколово».

Но даже применение этой сложной технологии не гарантирует получение товарных медных концентратов. Только при исследовании одной пробы руды получен кондиционный медный концентрат с содержанием меди 33,07%, мышьяка 0,33% при извлечении меди 27,07%. В остальных — содержание мышьяка в медном концентрате колеблется от 1,03 до 28,7%.

Широкий диапазон содержаний мышьяка в медном концентрате обусловлен значительными колебаниями содержания меди в руде от 0,20 до 0,78% при стабильно высоком содержании мышьяка.

Необходимо отметить, что применение одновременно серной кислоты при флотогравитации сульфидов в доводке черновых оловянных концентратов и сернистого натрия при селекции медно-мышьяковых сульфидов флотогравитации приведет к выделению сильнотоксичного сероводорода. Этот вопрос должен быть детально изучен с точки зрения попадания токсичного вещества в окружающую среду (воздушную и водную) и только после этих исследований можно проводить доработку технологии селекции с применением сернистого натрия.

Цель настоящих исследований — определить возможность получения товарного медного концентрата из коллективных медно-мышьяковых сульфидных продуктов от обогащения руд Правурмийского месторождения по технологии, используемой на рудах Комсомольского оловянного региона.

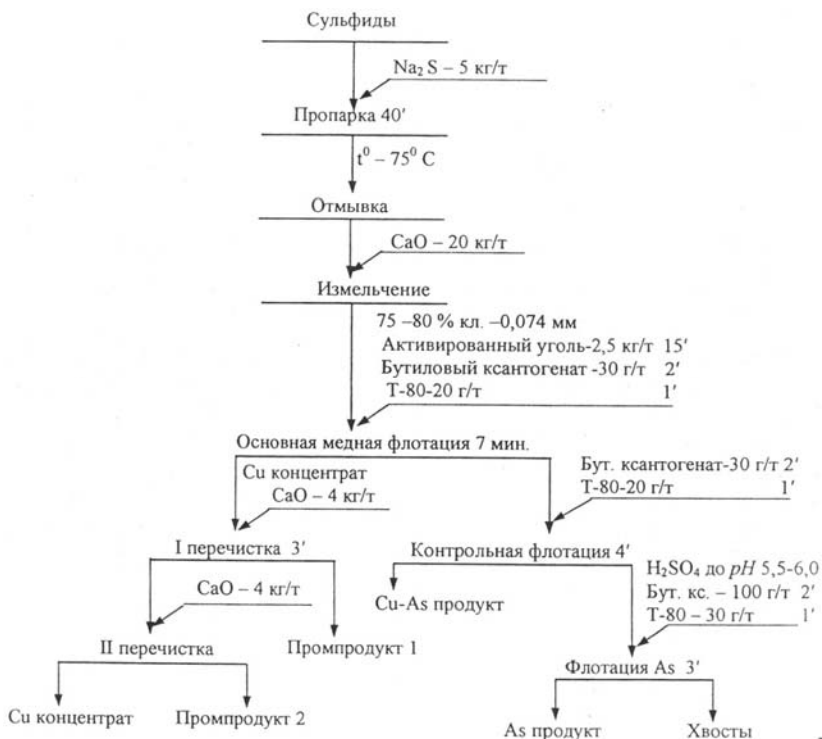


Рисунок 4. Технология селекции Cu-As продукта Правоурмийского месторождения (схема ДВИМСа)

#### 7.4.1. Объекты и методы исследования

##### Объекты исследования

Объектами исследования служили две пробы медно-мышьяковых сульфидов.

Первая проба крупностью -2 мм была отобрана из сульфидного хвостохранилища сезонной обогатительной фабрики артели «Амгунь», перерабатывающей руды Правоурмийского месторождения. Вторая проба представляла собой коллективные сульфиды, полученные из руды Правоурмийского месторождения, прошедшей предварительное обогащение на полупромышленной установке рентгенометрической сепарации.

Исходная руда крупностью -300 мм была расситована на классы крупности -300+150 мм; -150 +20 мм и -20 мм. Из классов крупности -300+150 и -150+20 мм были выделены хвосты с выходом 29,5%, а обогащенный материал и класс крупности -20 мм в соответствии с выходами были смешаны и из них для испытаний была выделена средняя проба.

### *Подготовка проб к исследованиям*

Проба медно-мышьяковых сульфидов, отобранная из сульфидного отвала, крупностью -2 мм была подвергнута воздушной сушке, после чего из нее отбирались навески по стандартной методике для проведения флотационных опытов.

Выделение медно-мышьякового сульфидного продукта из продуктов РРС руды проводилось следующим образом:

- продукты РРС и класс крупности -20 мм дробились до 10 мм, смешивались согласно выходам, после чего была выделена проба для проведения опытов по обогащению с применением гравитационно-флотационной схемы;
- выделенная проба измельчалась в стержневой мельнице до крупности -2 мм, затем подвергалась гидравлической классификации. Гидравлические классы крупности обогащались на концентрационном столе;
- черновой оловянно-вольфрамово-медно-мышьяковый концентрат подвергался флотогравитации с выделением оловянно-вольфрамового и медно-мышьякового продуктов. Последний служил исходной пробой для проведения опытов по селекции меди и мышьяка.

### *Методика исследований по обогащению медно-мышьяковых сульфидов*

На основании изучения исследовательских данных и практики получения медного концентрата из медно-мышьяковых сульфидов, а также учитывая расположение Правурмийского месторождения в рыбоохранной зоне, для селекции медно-мышьяковых сульфидов была выбрана технология, применяемая в течение длительного времени на фабриках ООО «Востоколово». Эта технология не оказывает вредного влияния на окружающую среду и при полном водо- обороте может применяться в рыбоохранной зоне.

Выбранная технология включает:

- измельчение медно-мышьяковых сульфидов до крупности 95% класса крупности -0,074 мм в присутствии извести в количестве 20-30 кг/т, что способствует десорбции флотореагентов с поверхности сульфидов;
- агитацию в течение 45-60 мин. в присутствии активированного угля, сорбирующего флотореагенты;
- селективную флотацию (Рис. 5).

Измельчение проб проводилось на стержневой мельнице (10 кг твердого), шаровых мельницах с поворотной осью (3 и 1,5 кг твердого) и барабанных мельницах (0,6; 0,25 и 0,1 кг твердого).

Флотация осуществлялась с применением флотомашин объемом 12; 3; 1,5 и 0,75 литров, концентрация – на столе 30 А-КЦ. Для классификации использовались гидравлический 4-х спиготный классификатор и гидроциклоны диаметром 25 и 50 мм.

Собирателем при флотации служил бутиловый ксантогенат калия.

Вспенивателем – Т-92.

Также применялись известь, активированный уголь (АУФ).

При флотогравитации применялись серная кислота и дизельное топливо.

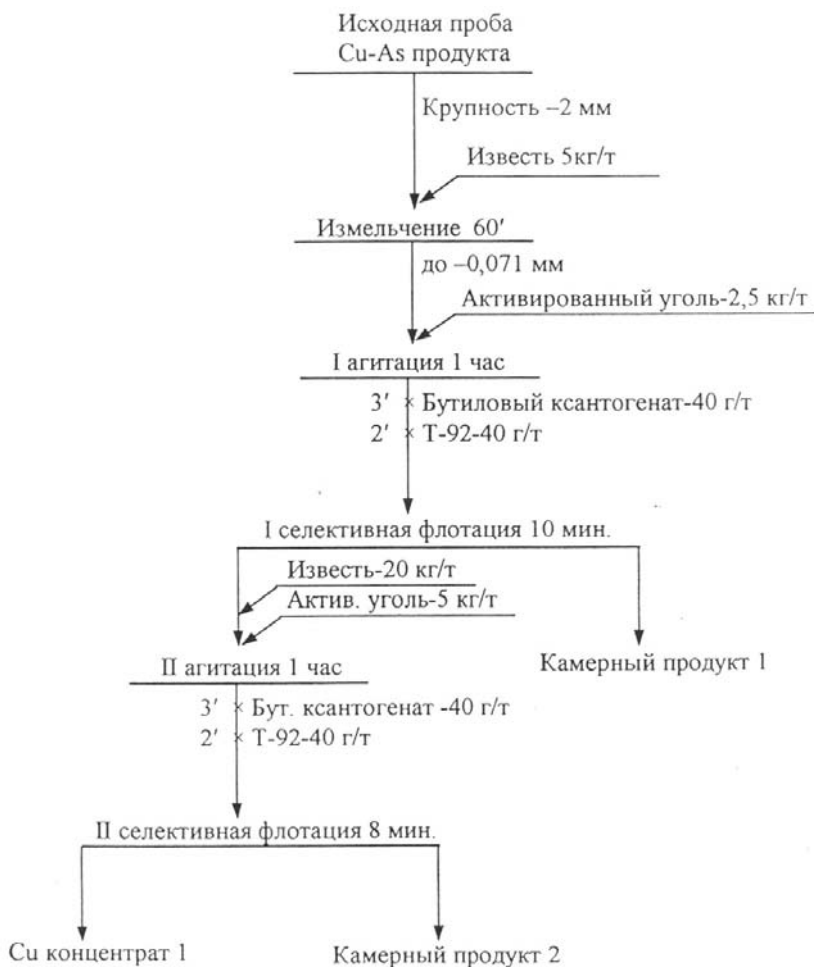


Рисунок 5. Схема исследований по селективной флотации медно-мышьякового продукта Правоурмийского месторождения.

#### 7.4.2 Изучение вещественного состава проб медно-мышьяковых сульфидов Правоурмийского месторождения.

Химический состав проб медно-мышьяково-сульфидных продуктов, отобранных из спецотвала при переработке руды и выделенных из продуктов РРС (Таблица 60), практически одинаков.

Поэтому минеральный Состав этих продуктов представлен только на основе данных изучения пробы, отобранной из спецотвала сульфидного продукта артели «Амгунь».

Согласно данным ситового анализа пробы медно-мышьяковых сульфидов (Таблица 61) не наблюдается концентрация полезных компонентов (медь, олово) и мышьяка в каком-либо классе крупности.

Распределение этих элементов по всем классам крупности равномерное.

По результатам минералогического анализа можно сделать следующие выводы:

1. В ходе минералогического анализа пробы медно-мышьякового сульфидного продукта руды пробы Правоурмийского месторождения установлено:

- исследованная проба представляет собой дробленый материал со следами реагентки и масел. Выход класса крупнее 0,5 мм составляет 12,2%, а меньше 0,05 мм – 4,75 (Таблица 61).

Материал пробы содержит 3,37% меди, 40,94% мышьяка, 1,33% олова и 0,07% триоксида вольфрама;

- суммарное содержание минералов повышенной плотности (4,0 г/см<sup>3</sup> и более) велико – 85,9% (Таблица 62). Сульфидная группа минералов состоит из минералов мышьяка – 78,4% и меди – 5,65%;

- минеральные формы меди разнообразны, но практически весь запас этого минерала в медно-мышьяковом сульфидном продукте заключен в борните – 94,87% (Таблица 63). В материале пробы борнит значительно преобладает над халькопиритом, тогда как в месторождении по данным минералого-технологического картирования соотношение этих минералов обратное – 1:5.

2. Несмотря на высокий уровень раскрытия зерен борнита и минералов мышьяка, выделение меди в отдельный продукт обогащения в операциях гравитации и флотации будет малоэффективным из-за крайне высокого содержания мышьяка в исходном продукте (табл. 64).

В виде слабого различия борнита и минералов мышьяка по плотности и флотационным свойствам, и крайне высоким содержанием мышьяка в сульфидном продукте, выделить медь в отдельный продукт обогащения в операциях гравитации и флотации будет весьма трудной задачей.

Таблица 60

### Химический состав медно-мышьяковых сульфидов

| Элементы<br>и соединения | Содержание, %          |                                           |
|--------------------------|------------------------|-------------------------------------------|
|                          | Проба<br>из спецотвала | Проба<br>от обогащения про-<br>дуктов РРС |
| Медь                     | 3,37                   | 3,51                                      |
| Олово                    | 1,33                   | 1,27                                      |
| Мышьяк                   | 40,9                   | 40,0                                      |
| Сера                     | 20,3                   | 23,0                                      |
| Свинец                   | 0,04                   | 0,03                                      |
| Триоксид вольфрама       | н/о                    | н/о                                       |
| Серебро                  | 0,005                  | 0,006                                     |
| Индий                    | 0,009                  | 0,008                                     |
| Висмут                   | 0,03                   | 0,03                                      |

Гранулометрическая характеристика пробы медно-мышьякового сульфидного продукта Правоурмийского, %

| Классы<br>крупности | Выход | Содержание |       |      | Распределение |       |       |
|---------------------|-------|------------|-------|------|---------------|-------|-------|
|                     |       | Cu         | As    | Sn   | Cu            | As    | Sn    |
| +0,5                | 12,2  | 2,36       | 40,45 | 3,86 | 8,5           | 12,3  | 35,2  |
| -0,5+0,315          | 11,8  | 3,09       | 41,28 | 1,72 | 10,8          | 11,9  | 15,1  |
| -0,315+0,2          | 17,5  | 3,34       | 39,91 | 0,78 | 17,4          | 17,1  | 10,2  |
| -0,2+0,1            | 37,3  | 3,87       | 39,60 | 0,78 | 42,9          | 36,1  | 21,8  |
| -0,1+0,05           | 16,5  | 3,45       | 42,61 | 1,07 | 16,9          | 17,6  | 13,2  |
| -0,05               | 4,7   | 2,49       | 44,06 | 1,27 | 3,5           | 5,0   | 4,5   |
| Итого               | 100,0 | 3,37       | 40,94 | 1,33 | 100,0         | 100,0 | 100,0 |

Минеральный состав медно-мышьякового сульфидного продукта Правоурмийского месторождения

| Минералы       | Плотность минералов, г/см <sup>3</sup> | Содержание, % |
|----------------|----------------------------------------|---------------|
| Касситерит     | 6,9 - 7,0                              | 1,7           |
| Вольфрамит     | 7,5                                    | 0,05          |
| Арсенопирит    | 6,1                                    | 1 78,4        |
| Дёминит        | 7,0 - 7,4                              | -             |
| Борнит         | 4,9 - 5,0                              | 5,1           |
| Халькопирит    | 4,25                                   | 0,5           |
| Станнин        | 4,5                                    | -             |
| Станнолангит   | 4,7                                    | -             |
| Сакуруангит    | 4,45                                   | 0,05          |
| Роксит         | -                                      | -             |
| Моусонит       | -                                      | -             |
| Кварц          | 2,6                                    | 3,8           |
| Топаз          | 3,5                                    | 8,3           |
| Слюда          | 2,9                                    | 1,2           |
| Турмалин       | 3,15                                   | С,8           |
| Флюорит        | 3,15                                   | Зн.           |
| Скрап, лимонит | 4,2 - 7,0                              | 0,1           |
| <b>Итого</b>   | <b>-</b>                               | <b>100,0</b>  |

Поминеральный баланс меди в медно-мышьяковом сульфидном продукте  
Правоурмийского месторождения

| Минералы     | Формулы минералов                                    | Содержание<br>минералов,<br>% отн. | Содержание<br>меди в минерале,<br>% | Запас меди в<br>минерале, % | Поминеральный<br>баланс меди, % отн. |
|--------------|------------------------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------------|-----------------------------|--------------------------------------|
| Борнит       | $\text{Cu}_3\text{FeS}_4$                            | 91,0                               | 63,3                                | 57,6                        | 94,87                                |
| Халькопирит  | $\text{Cu FeS}_2$                                    | 8,35                               | 34,5                                | 2,88                        | 4,75                                 |
| Станнин      | $\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$                          | 0,15                               | 27,5                                | 0,04                        | 0,07                                 |
| Станноидит   | $\text{Cu}_3(\text{Fe, Zn})_2\text{SnSb}$            | 0,25                               | 39,5                                | 0,10                        | 0,16                                 |
| Саккурагит   | $(\text{Cu, Zn, Fe, Ag})_3(\text{In, Sn})\text{S}_4$ | 0,15                               | 43,5                                | 0,05                        | 0,08                                 |
| Рокезит      | $\text{Cu In S}_2$                                   | -                                  | 26,2                                | -                           | -                                    |
| Моусонит     | $\text{Cu}_6\text{Fe}_2\text{SnS}_8$                 | 0,1                                | 43,9                                | 0,04                        | 0,07                                 |
| <b>Итого</b> | <b>-</b>                                             | <b>100,00</b>                      | <b>-</b>                            | <b>60,71</b>                | <b>100,00</b>                        |

Таблица 64

### Уровень раскрытия зерен борнита и касситерита в пробе медно-мышьякового сульфидного продукта

| Ситовые классы крупности, мм | Минералы         |             |                                             |                  |             |                                             |
|------------------------------|------------------|-------------|---------------------------------------------|------------------|-------------|---------------------------------------------|
|                              | Борнит           |             |                                             | Касситерит       |             |                                             |
|                              | Распределение, % |             | Относительное содержание свободных зерен, % | Распределение, % |             | Относительное содержание свободных зерен, % |
|                              |                  |             |                                             |                  |             |                                             |
| +0,5                         | 8,5              | 58,0        | 4,93                                        | 35,2             | 60,1        | 21,15                                       |
| -0,5+0,315                   | 10,8             | 79,5        | 8,59                                        | 15,1             | 75,0        | 11,32                                       |
| -0,315+0,2                   | 17,4             | 86,8        | 15,10                                       | 10,2             | 94,1        | 9,60                                        |
| -0,2+0,1                     | 42,9             | 93,2        | 39,98                                       | 21,8             | 96,8        | 21,10                                       |
| -0,1+0,05                    | 16,9             | 98,2        | 16,60                                       | 13,2             | 99,0        | 13,07                                       |
| -0,05                        | 3,5              | 99,0        | 3,46                                        | 4,5              | 99,9        | 4,50                                        |
| <b>Итого</b>                 | <b>100,0</b>     | <b>88,7</b> | <b>88,66</b>                                | <b>100,0</b>     | <b>80,7</b> | <b>80,74</b>                                |

P.S. уровень раскрытия минералов мышьяка составляет около 90%

Таблица 65

### Результаты сухой электромагнитной сепарации медно-мышьякового сульфидного продукта на сепараторе 138-Г

| Фракция     |       |        | Содержание, % |      |      |                 |       | Извлечение, % |       |                 |  |  |
|-------------|-------|--------|---------------|------|------|-----------------|-------|---------------|-------|-----------------|--|--|
|             | гр.   | %      | Cu            | As   | Sn   | WO <sub>3</sub> | Cu    | As            | Sn    | WO <sub>3</sub> |  |  |
| Магнитная   | 2,0   | 1,46   | 9,79          | 7,0  | 0,77 | 2,08            | 4,2   | 0,25          | 0,8   | 43,4            |  |  |
| Немагнитная | 135,0 | 98,54  | 3,30          | 41,3 | 1,34 | 0,04            | 95,8  | 99,75         | 99,2  | 56,6            |  |  |
| Итого       | 137,0 | 100,00 | 3,40          | 40,8 | 1,33 | 0,07            | 100,0 | 100,00        | 100,0 | 100,0           |  |  |

#### 7.4.3. Результаты исследований по флотационному извлечению меди и сопутствующих компонентов из сульфидов спецотвала и продуктов РРС руды Праворурийского месторождения

Селективная флотация медно-мышьяковых продуктов проводилась по схеме Рис. 5 с постановкой опытов на воспроизводимость и определением оптимальных расходов реагентов.

Результаты опытов (Таблицы 66 и 67) показывают, что получить товарный медный концентрат из сульфидного продукта спецотвала артели «Амгунь» и коллективных сульфидов, полученных после обогащения руды с применением РРС, по технологии ООО «Востоколово» не удалось. Содержание меди в медном концентрате составило 15,50-17,40%, мышьяка 17,59-20,90%.

Высокое содержание мышьяка в медном концентрате обусловлено весьма неблагоприятным соотношением содержания меди и мышьяка в коллективных сульфидах. Содержание меди 3,46-3,72%, мышьяка 36,92-40,00%, т.е. соотношение 1:10.

Можно сделать предположение, что проблема извлечения меди из коллективных сульфидов будет решена. Из приведенных данных по селекции продукта (Таблицы 66 и 67) видно, что извлечение меди достаточно высокое в операции и достигает 88,1-90,2%.

Содержание индия в полученных медных концентратах составляет 0,07%, серебра 0,012%, висмута 0,01%. Извлечение в операции селекции индия и серебра составляет 90 и 91% соответственно; висмута 50%. В связи с тем, что не были получены товарные медные концентраты оценивать извлечение из руды попутчиков преждевременно.

#### 7.4.4. Выбор и обоснование технологической схемы обогащения руды

За основу была принята технологическая схема стадийного извлечения касситерита, разработанная «ЦНИИОлово». Для более полного извлечения медных минералов и содержащихся в них попутно извлекаемых металлов (особенную ценность представляет серебро) в схеме целесообразно применить доизмельчение хвостов гравитационного обогащения до крупности - 0,1 мм (80-85% класса крупности -0,071 мм) и флотацию сульфидов, с последующим получением медного концентрата. Основную сложность в получении кондиционного медного концентрата представляет наличие в руде минералов мышьяка – арсенопирита и лёллингита.

Флотационное обогащение предусматривает две основных стадии:

1. доизвлечение сульфидов;
2. селективная флотация медных сульфидов при депрессии мышьяковых минералов.

Селективная флотация медных сульфидов проводится на пенном продукте флотации и сульфидном продукте флогогравиации.

Подавление флотации минералов мышьяка предполагается осуществить с помощью широко применяемого в практике флотационного обогащения сульфидных руд метода аэрации в сильнощелочной среде ( $\text{pH} > 12,0$ ).

Доизмельчение хвостов отсадки до указанной крупности позволит также раскрыть и извлечь нераскрытые зерна касситерита и вольфрамитовых, теряемые с хвостами отсадки. Для этого хвосты флотационного обогащения подвергались центробежной сепарации.

Для получения кондиционного вольфрамитового концентрата предусматривается перемешивание вольфрамитового продукта на электромагнитном сепараторе.

Баланс распределения металлов по продуктам обогащения при переработке руда с различным бортовым содержанием олова представлен в Таблице 67.

Баланс распределения попутно извлекаемых металлов представлен в Таблице 68 (борт – 0,3%)

При проведении полупромышленных испытаний руда выгружается в бункер, затем пластинчатым питателем подается в дробилку крупного дробления. Разгрузка дробилки ленточным конвейером подается на стадию среднего дробления

Разгрузка дробилок среднего и мелкого дробления проходит контрольное грохочение по классу крупности -12мм на вибрационном грохоте. Материал крупностью +12 мм возвращается ленточными конвейерами в конусную дробилку мелкого дробления, а класс крупности -12 мм подается ленточным конвейером в барабанный грохот (скруббер-бутара) из которого материал -2 мм подается на винтовые сепараторы.

Материал -12+2 мм из барабанного грохота подается в следующий барабанный грохот для классификации на два класса крупности -12+6 мм и -6+2 мм, которые раздельно обогащаются на отсадочных машинах. Концентрат отсадочных машин измельчается в стержневой мельнице до крупности -2 мм и совместно с классом -2 мм (после барабанного грохота) направляются на винтовые сепараторы.

Концентраты с винтовых сепараторов поступают на обогащение на концентрационных столах, а хвосты после обезвоживания в конусах проходят двойное измельчение в шаровых мельницах сначала до -1,0 мм, а затем до -0,5 мм с последующей концентрацией на винтовых сепараторах. Для классификации в цикле измельчения применяются гидроциклоны. Шламы направляются в шламовый узел, где после обезвоживания и удаления илов с помощью гидроциклонов, обогащаются на концентрационных столах.

В цикле доводки черновые концентраты предварительно обогащаются на столах с выделением концентратов, направляемых на флотогравитацию.

Флотогравитация осуществляется в две стадии. После обезвоживания исходное питание обрабатывается в спиральном классификаторе с реагентами и направляется на первую стадию флотогравитации, осуществляемую на столах с которой сульфиды направляются в цикл селекции.

Концентрат направляется на обезвоживание, агитацию с реагентами и затем во вторую стадию флотогравитации.

Объединенный (зернистый и шламовый) черновой оловянный концентрат подвергается электромагнитному обогащению на сепараторах. В результате происходит разделение черногового продукта на оловянный и вольфрамовый концентраты.

Хвосты, полученные при обогащении на винтовых сепараторах, хвосты шламового узла направляются на обезвоживание в сгуститель. Слив сгустителя направляется на оборотное водоснабжение. Разгрузка сгустителя вместе с хвостами отсадки поступает на измельчение в шаровой мельнице и классификацию в гидроциклонах. Слив гидроциклона поступает во флотомашину. Камерный продукт флотации после центробежной концентрации на аппаратах направляется в хвостохранилище. Концентрат центробежного обогащения возвращается в цикл обогащения олова.

Ценный продукт сульфидной флотации совместно с сульфидным продуктом флотогравитации поступает в контактный чан для аэрации в известковой среде. Разгрузка чана направляется на флотомашину, в которой происходит флотация медных минералов при депрессии минералов мышьяка.

Таблица 66

Результаты селективной флотации медно-мышьякового продукта, отобранного из сульфидного отвала  
Правоурмийского месторождения, %

| Продукты обогащения | Выход | Содержание |        | Извлечение |        | Условия проведения опытов                                                         |
|---------------------|-------|------------|--------|------------|--------|-----------------------------------------------------------------------------------|
|                     |       | медь       | мышьяк | медь       | мышьяк |                                                                                   |
| Медный концентрат   | 17,5  | 17,40      | 20,90  | 88,1       | 9,9    | Время агитации – 60 мин.<br>Расход извести – 50 кг/т<br>Расход акт. угля – 5 кг/т |
| Камерный продукт 1  | 57,0  | 0,30       | 36,53  | 4,9        | 56,4   |                                                                                   |
| Камерный продукт 2  | 25,9  | 0,95       | 48,79  | 7,0        | 33,7   |                                                                                   |
| Итого               | 100,0 | 3,46       | 36,92  | 100,0      | 100,0  |                                                                                   |

Таблица 67

Результаты селективной флотации медно-мышьяковых сульфидов, полученных из продуктов РРС руды  
Правоурмийского месторождения, %

| Продукты обогащения | Выход | Содержание |        | Извлечение |        |
|---------------------|-------|------------|--------|------------|--------|
|                     |       | медь       | мышьяк | медь       | мышьяк |
| Медный концентрат   | 21,6  | 15,50      | 17,59  | 90,2       | 9,5    |
| Камерный продукт 1  | 51,9  | 0,27       | 42,24  | 3,7        | 54,8   |
| Камерный продукт 2  | 26,5  | 0,86       | 53,89  | 6,1        | 35,7   |
| Итого               | 100,0 | 3,72       | 40,00  | 100,0      | 100,0  |

## Баланс металлов при различном бортовом содержании олова

| Продукты                | Выход |           | Содержание |                     |       |         | Извлечение, % |                 |       |       |
|-------------------------|-------|-----------|------------|---------------------|-------|---------|---------------|-----------------|-------|-------|
|                         | %     | т/г       | Sn, %      | WO <sub>3</sub> , % | Cu, % | Ag, г/т | Sn            | WO <sub>3</sub> | Cu    | Ag    |
| <b>Борт – 0,3%</b>      |       |           |            |                     |       |         |               |                 |       |       |
| Оловянный концентрат    | 1,04  | 5096,00   | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00    | 80,00         | 1,01            | 0,50  | 1,10  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,016 | 75,95     | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00    | 0,01          | 30,00           | 0,002 | 0,02  |
| Мелкий концентрат       | 0,72  | 3528,00   | 1,50       | 0,01                | 35,00 | 490,00  | 1,38          | 0,23            | 60,00 | 53,37 |
| Хвосты мелной флотации  | 8,40  | 41160,00  | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 20,00   | 5,38          | 2,71            | 20,00 | 25,42 |
| Хвосты отвальные        | 89,82 | 440140,05 | 0,11       | 0,023               | 0,09  | 1,48    | 13,22         | 66,05           | 19,50 | 20,09 |
| Руда                    | 100   | 490000    | 0,78       | 0,031               | 0,42  | 6,61    | 100           | 100             | 100   | 100   |
| <b>Борт – 0,4%</b>      |       |           |            |                     |       |         |               |                 |       |       |
| Оловянный концентрат    | 1,22  | 5249,94   | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00    | 80,50         | 1,18            | 0,60  | 1,32  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,016 | 66,65     | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00    | 0,01          | 30,00           | 0,002 | 0,02  |
| Мелкий концентрат       | 0,70  | 2997,10   | 1,50       | 0,01                | 35,00 | 485,00  | 1,15          | 0,02            | 59,50 | 52,33 |
| Хвосты мелной флотации  | 8,61  | 37023,00  | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 18,50   | 4,73          | 2,78            | 21,00 | 24,66 |
| Хвосты отвальные        | 89,46 | 384663,31 | 0,14       | 0,023               | 0,09  | 1,57    | 13,61         | 66,02           | 18,90 | 21,67 |
| Руда                    | 100   | 430000    | 0,91       | 0,031               | 0,41  | 6,46    | 100           | 100             | 100   | 100   |
| <b>Борт – 0,5%</b>      |       |           |            |                     |       |         |               |                 |       |       |
| Оловянный концентрат    | 1,38  | 5508,00   | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00    | 81,00         | 1,38            | 0,69  | 1,53  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,015 | 60,00     | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00    | 0,01          | 30,00           | 0,002 | 0,02  |
| Мелкий концентрат       | 0,67  | 2697,14   | 1,50       | 0,01                | 35,00 | 485,00  | 0,99          | 0,02            | 59,00 | 51,83 |
| Хвосты мелной флотации  | 8,40  | 33600,00  | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 18,50   | 4,12          | 2,80            | 21,00 | 24,63 |
| Хвосты отвальные        | 89,53 | 358134,86 | 0,16       | 0,022               | 0,09  | 1,55    | 13,88         | 65,81           | 19,31 | 22,00 |
| Руда                    | 100   | 400000    | 1,02       | 0,030               | 0,40  | 6,31    | 100           | 100             | 100   | 100   |
| <b>Борт – 0,6%</b>      |       |           |            |                     |       |         |               |                 |       |       |
| Оловянный концентрат    | 1,52  | 5476,80   | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00    | 81,50         | 1,57            | 0,78  | 1,73  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,015 | 52,20     | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00    | 0,01          | 30,00           | 0,002 | 0,02  |
| Мелкий концентрат       | 0,65  | 2346,69   | 1,50       | 0,01                | 35,00 | 485,00  | 0,87          | 0,02            | 58,50 | 51,32 |
| Хвосты мелной флотации  | 8,19  | 29484,00  | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 19,00   | 3,66          | 2,82            | 21,00 | 25,26 |
| Хвосты отвальные        | 89,62 | 322640,31 | 0,17       | 0,021               | 0,09  | 1,49    | 13,96         | 65,59           | 19,72 | 21,67 |
| Руда                    | 100   | 360000    | 1,12       | 0,029               | 0,39  | 6,16    | 100           | 100             | 100   | 100   |

| Продукты                | Выход       |           | Содержание |                     |       |         | Извлечение, % |                 |       |       |
|-------------------------|-------------|-----------|------------|---------------------|-------|---------|---------------|-----------------|-------|-------|
|                         | %           | г/г       | Sn, %      | WO <sub>3</sub> , % | Cu, % | Ag, г/г | Sn            | WO <sub>3</sub> | Cu    | Ag    |
|                         | Борт – 0,7% |           |            |                     |       |         |               |                 |       |       |
| Оловянный концентрат    | 1,75        | 5947,73   | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00    | 82,00         | 1,87            | 0,92  | 2,04  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,014       | 47,60     | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00    | 0,01          | 30,00           | 0,002 | 0,02  |
| Медный концентрат       | 0,63        | 2141,03   | 1,50       | 0,01                | 35,00 | 480,00  | 0,74          | 0,02            | 58,00 | 50,38 |
| Хвосты медной флотации  | 7,98        | 27132,00  | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 19,50   | 3,12          | 2,85            | 21,00 | 25,94 |
| Хвосты отвальные        | 89,63       | 304731,64 | 0,20       | 0,020               | 0,09  | 1,45    | 14,14         | 65,26           | 20,08 | 21,63 |
| Руда                    | 100         | 340000    | 1,28       | 0,028               | 0,38  | 6,00    | 100           | 100             | 100   | 100   |

Таблица 69

Распределение металлов по продуктам обогащения

| Продукты                | Выход, % | Содержание |                     |       |        |         |         |         |         | Извлечение, % |       |                 |       |       |        |       |       |       |       |
|-------------------------|----------|------------|---------------------|-------|--------|---------|---------|---------|---------|---------------|-------|-----------------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|
|                         |          | Sn, %      | WO <sub>3</sub> , % | Cu, % | Ag, %  | Bi, г/т | In, г/т | Nb, г/т | Sc, г/т | As, %         | Sn    | WO <sub>3</sub> | Cu    | Ag    | Bi     | In    | Nb    | Sc    | As    |
| Отвальные хвосты        | 100      | 0,78       | 0,031               | 0,09  | 1,48   | 16,25   | 3,00    | 0,84    | 0,10    | 2,50          | 100   | 100             | 100   | 100   | 100    | 100   | 100   | 100   | 100   |
|                         | 89,82    | 0,12       | 0,023               | 0,010 | 20,00  | 120,00  | 26,34   | 1,00    | 0,10    | 24,25         | 5,38  | 2,71            | 20,00 | 25,42 | 17,379 | 20,12 | 68,76 | 85,97 | 17,96 |
| Промпродукт             | 8,40     | 0,50       | 0,010               | 1,00  | 490,00 | 4591,67 | 840,28  | 0,90    | 0,10    | 1,20          | 0,46  | 0,23            | 60,00 | 53,37 | 57,000 | 55,00 | 0,59  | 0,72  | 0,35  |
|                         | 0,72     | 0,50       | 0,01                | 35,00 | 7,00   | 20,00   | 5,00    | 0,90    | 25,00   | 0,50          | 0,02  | 30,00           | 0,002 | 0,02  | 0,005  | 0,01  | 23,00 | 3,88  | 0,00  |
| Вольфрамовый концентрат | 0,016    | 0,60       | 60,00               | 0,05  | 7,00   | 25,00   | 4,00    | 24,33   | 0,10    | 0,50          | 80,00 | 1,01            | 0,50  | 1,10  | 0,448  | 0,38  | 23,00 | 1,04  | 0,21  |
|                         | 1,04     | 60,00      | 0,03                | 0,20  | 7,00   | 25,00   | 4,00    | 24,33   | 0,10    | 0,50          | 80,00 | 1,01            | 0,50  | 1,10  | 0,448  | 0,38  | 23,00 | 1,04  | 0,21  |
| Оловянный концентрат    |          |            |                     |       |        |         |         |         |         |               |       |                 |       |       |        |       |       |       |       |
|                         |          |            |                     |       |        |         |         |         |         |               |       |                 |       |       |        |       |       |       |       |

### **Реагентный режим флотогравитации:**

#### **Расход реагентов, г/т руды:**

- Серная кислота – 2000;
- Бутиловый ксантогенат – 500;
- Дизельное топливо – 800.

### **Реагентный режим флотации:**

#### **Сульфидная флотация:**

- Бутиловый ксантогенат – 50;
- Пенообразователь Т-80 – 50;

#### **Медная флотация:**

Известь (контактный чан, 1,2-ая перечистки) – 2000;

Активированный уголь – 50;

Бутиловый ксантогенат – 5,0

Пенообразователь Т-80 – 5,0.

Мышьяковый продукт поступает в специальное хвостохранилище.

Пенный продукт медной флотации после двойной перечистки поступает на фильтрацию в барабанном вакуум-фильтре.

### **Выводы по разделу**

Анализ и обобщение результатов экспериментальных исследований и метрических разработок по обогащению различных видов оловянно-полиметаллических руд, приведенных в настоящей статье, позволяет сделать следующие выводы:

1. Разработана и апробирована в полупромышленных условиях оригинальная схема обогащения окисленных станниновых руд. Основными рудоподготовительными операциями в схеме являются: рентгено-радиометрическая сепарация крупнукусового материала -100+30 мм и оттирка руды крупностью -30+2 мм в скруббер-бутаре. Выделено 70% хвостов обогащения при крупности руды -5 мм без использования операции измельчения.

2. В результате доводки черного концентрата с использованием высокоинтенсивной электромагнитной сепарации и гравитационного обогащения получен коллективный оловянно-медный серебросодержащий концентрат при содержании (%): олова – 2,85, меди – 2,4, серебра – 176 г/т, и цинка – 1,1 с извлечением (%): олова – 85,8, меди – 80,5, серебра – 77,3 и цинка – 74,0. Химический состав концентрата полностью отвечает требованиям, предъявляемым к оловосодержащим продуктам перерабатываемым методом фьюмингования.

3. Проведены исследования по разработке рациональной технологии обогащения оловянно-вольфрамовой-полиметаллической руды с высоким содержанием станнина и оксидных минералов олова с целью получения товарных концентратов и продуктов, а также изучения возможности утилизации отвалных хвостов обогащения.

4. Установлено, что эта руда характеризует оловянно-вольфрамовую полиметаллическую прожилково-вкрапленную в гранит-порфирах расновидность, содержащую 0,154% олова, 0,008% триоксида вольфрама и в незначительном количестве ряд ценных попутных компонентов (цинк, серебро, свинец, скандий, тантал, ниобий). При этом установлено пониженное содержание касситеритового олова (35,9%) по сравнению со станниновым (41,2%) при повышенном содержании оксидных форм - варламовита (17,5%) и гидростаннатов (4,4%).

5. По разработанной рациональной технологии обогащения руды в укрупненно-лабораторных условиях, на основании изучения минеральных форм олова с учетом установления достаточно высокой начальной крупности раскрытия его основных форм – станнина и касситерита, получены:

- оловянный концентрат с содержанием олова 47% марки КО-2 с извлечением олова 31,21%;
- оловянный шламовый концентрат марки КОШ-3 с содержанием олова 10,2% при извлечении 43,3%;
- вольфрамовый концентрат марки КВГФ-I с содержанием триоксида вольфрама 48,6% при извлечении 51,4%;
- оловянно-сульфидный продукт с содержанием олова 1,1% при извлечении 1,9%.

Суммарное: извлечение ценных компонентов в товарные концентраты и продукты составило %: олова – 77,4; вольфрама – 51,4; цинка – 70,7; свинца – 69,4, серебра – 50,7.

6. Установлено, что специфической особенностью обогащения данной руды является значительная роль шламового оловянного концентрата в получаемых товарных продуктах, в котором сосредоточен станнин; при этом значительно снизился выход оловянно-сульфидного продукта, направляемого на фьюмингование. Показана возможность утилизации отвалных хвостов обогащения для получения листового стекла, стеклотары, фритты и отделочной плитки типа "марблит".

7. Показана возможность комплексной переработки оловянно-вольфрамовой руды с повышенным содержанием станнина с высокими технологическими показателями рациональной безотходной технологии.

8. Разработана технология обезмышьяковывания оловянно-сульфидного продукта, выделенного при обогащении оловянно-вольфрамовой полиметаллической руды, содержащего 12-15% мышьяка, основанная на различии в магнитных свойствах арсенопирита, станнина, сфалерита и халькопирита и разработанных реагентных режимах селективной флотации 1 магнитной фракции. Технология включает операции обесшламливания по классу крупности -0,044 мм, электромагнитную сепарацию класса крупности -0,1+0,044 мм 1 и селективную флотацию от мышьяка промпродукта магнитной сепарации и класса крупности -0,044 мм.

9. В результате разработанной технологии обезмышьяковывания выделен оловянный шламовый концентрат КОШ-3 с извлечением в него (от руды) олова 15,21%, цинка 51,4% и 32,0 серебра. При этом исключается сложная и экологически вредная операция последующего металлургического передела – деарсенизирующий обжиг. Мышьяковый продукт с извлечением 66,85% мышьяка направляется на захоронение.

10. Разработаны параметры процессов кондиционирования оловянного зернистого концентрата по вредным примесям, экспериментально проработаны:

- для дезактивации процесс солянокислой обработки;
- для обезфторивания – электрическая сепарация;
- для обезмышьяковывания – селективная флотация.

В результате проведенных разработок содержание вредных примесей в товарном оловянном концентрате соответствует требованиям НОКа.

11. В лабораторных и укрупненно-лабораторных условиях установлен оптимальный режим фьюмингования объединенного оловянно-медного концентрата обогащения руды месторождения Мушистон. С улучшением

технологических параметров процесс фьюмингования смоделирован в полупромышленном масштабе.

12. Для комплексной переработки объединенного оловянно-медного концентрата обогащение руды месторождения Мушистон рекомендована технологическая схема, основанная на использовании процесса фьюмингования.

13. Для селекции олова и вольфрама из коллективных оловянно-вольфрамовых концентратов экспериментально проработаны: магнитно-гравитационная схема доводочных операций и способ химической доводки. По магнитно-гравитационной схеме получен оловянный концентрат марки КО-2 с извлечением олова 75,4% от операции и вольфрамовый оловосодержащий концентрат с содержанием триоксида вольфрама 48,05% и извлечением 80,1%.

14. Для химической доводки коллективного оловянно-вольфрамового концентрата рекомендовано автоклавно-содовое выпечивание с получением двух товарных продуктов: оловянного концентрата марки КОВ-1 и триоксида вольфрама.

15. Установлена возможность отгонки обжигом из руды месторождения Нижний Киптудак только 60-80% мышьяка с остаточным содержанием его в огарке 1,3%.

16. Найдены причины низких показателей отгонки мышьяка при обжиге – связывание мышьяка карбонатами кальция и магния в устойчивые нелетучие формы – арсенаты и арсениды.

17. Установлен оптимальный режим соляно-кислотной обработки руды месторождения Нижний Киптудак для эффективного осуществления последующего процесса хлоридо-возгоночного обжига.

18. Поставленная задача по извлечению меди и получению товарного медного концентрата из руд Правоурмийского месторождения выполнялась на двух пробах сульфидных продуктов. Первая проба отобрана из сульфидного хвостохранилища сезонной обогатительной фабрики, перерабатывающей руды Правоурмийского месторождения; вторая проба была получена при обогащении руды с применением рентгенорадиометрической сепарации (РРС) на установках фирмы «РАДОС» и ЦНИИОлово.

Изучением вещественного состава проб установлено, что по содержанию меди, мышьяка, попутных компонентов (индий, серебро, висмут) и минеральному составу эти пробы идентичны.

Содержание меди составляет 3,46 и 3,72%, мышьяка 36,92 и 40,0%, индия 0,015%, серебра 0,002%, висмута 0,008%.

Медь представлена борнитом (91,0%), халькопиритом (8,35%) и станнатами.

Мышьяк содержится на 73% в форме лёллингита и на 23% в форме арсенопирита. Содержание несulfидных минералов не превышает 15%.

Минералы меди на 95-98 % при крупности минус 0,2 мм свободны от сростков.

19. Селекция медно-мышьяковых продуктов, получаемых из оловянно-сульфидных руд в результате флотации и флотогравитации, проводилась по флотационной схеме с применением операций десорбции флотореагентов, окисления минералов мышьяка и флотации минералов меди. В качестве десорбента используются сернистый натрий и щелочь (известь).

По этой схеме селективной флотации медно-мышьяковых сульфидных продуктов получен медный концентрат с содержанием меди 15,50 и 17,59%, мышьяка 17,59 и 20,9%. Извлечение меди в операции составило 90,2 и

88,1%, мышьяка 9,5 и 9,9 %. Содержание в этом продукте индия 0,07%, серебра 0,012% и висмута 0,02% (извлечение в операции селекции соответственного: 91 и 50%)

Высокое содержание мышьяка в медном концентрате обусловлено крайне неблагоприятным соотношением в коллективных сульфидах меди и мышьяка 1:10.

### **Список использованных источников**

1. Технология обогащения комплексных оловянных руд; Сборник трудов ДВИМСа, Москва, Недра, 1981 г.

2. Грекулова Л.А., Шегай Н.В., Иванков С.И., Морозова О.М.; Исследования по селективной флотации комплексных оловянно-полиметаллических руд. Новые схемы переработки оловянно-полиметаллического сырья; Сборник научных трудов; Новосибирск, Западно-Сибирское книжное издательство, 1982 г.

3. Грекулова Л.А., Иванков С.И., Любимова Е.И.; Полупромышленные испытания усовершенствованной технологии обогащения комплексной оловянной руды; Технология обогащения комплексного минерального сырья; Сборник научных трудов ВИМС астр.133-141, Москва, 1989 г.

4. Иванков С.И., Горохов Н.П., Каухов В.М.; Полупромышленные испытания селективно-коллективной технологии флотационного обогащения комплексной оловянно-полиметаллической руды; Там же стр.147-153

5. Иванков С.И., Павловский А.Б., Грекулова Л.А.; Современное состояние и рациональные технологии переработки оловянного сырья Российской Федерации. Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. Обзорная информация, выпуск 1, стр.3-135, Москва, ВИНТИ, 2002 г.

6. Иванков С.И., Тигунов А.П.; Перспективы эффективного использования минерально-сырьевой базы ниобия Российской Федерации, Экспресс-информация ВИНТИ №12 стр.3-6, Москва, ВИНТИ, 2002 г.

7. Иванков С.И., Кушпаренко Ю.С., Любимова Е.И. и др.; Разработка комплексной малоотходной технологии обогащения тонковкрапленных редкометаллических руд (на примере Большетагнинского месторождения), там же, стр.6-16

8. Иванков С.И., Лифиренко В.Е., Любимова Е.И. и др.; Извлечение ниобия из редкометаллических руд Большетагнинского месторождения на основе флотационной технологии с использованием нетоксичных реагентов. Проблемы окружающей среды и природных ресурсов, Обзорная информация, ВИНТИ №10 стр.2-9, Москва, 2002 г.

9. Иванков С.И., Лифиренко В.Е., Любимова Е.И. и др.; Современная рациональная экологическая малонапряженная технология флотации тонкодисперсных ниобиевых руд (на примере Большетагнинского месторождения), там же стр.9-21.

10. Иванков С.И., Петрова Н.В., Любимова Е.И. и др.; Переработка комплексных редкометаллических руд Большетагнинского месторождения на основе малоотходной комбинированной обогатительной схемы, там же стр.45-74.

11. Иванков С.И., Соколов Ю.Ф., Петрова Н.В. и др.; Пути решения экологических проблем, связанных с переработкой руд Большетагнинского месторождения, там же стр.74-89.

12. Иванков С.И.; Создание малоотходных технологий переработки оловянно-полиметаллических руд и техногенных минеральных образова-

ний благородных и цветных металлов. Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. Обзорная информация, №2 стр.3-125, Москва, ВИНТИ 2003 г.

13. Иванков С.И., Банников В.Ф., Любимова Е.И.; Современные экологически малонапряженные технологии обогащения различных видов бедных хромовых руд. Научные и технические аспекты охраны окружающей среды, Обзорная информация, №2 стр.3-121, Москва, ВИНТИ, 2012 г.

14. Оценка технологических показателей обогащения продуктов рентгенорадиометрической крупнопорционной сортировки и сепарации руд Правоурмийского месторождения: Отчёт/ ЦНИИОлово, рук. работы В.Б.Юшко, Г.Г.Гордиенко; тема 13-90-0301, этап 25/12. – Новосибирск, 1990, 65 стр.

15. Рентгенорадиометрическая сепарация оловянных руд Правоурмийского месторождения: Отчет/ ЦНИИОлово, РАДОС, рук. Работы Н.И. Котлер; Ю.А.Федоров, В.Б.Леонов; Новосибирск – Красноярск, 2006.

16. Кушпиренко Ю.С., Петрова Н.В.; Технология переработки редкометальных руд, выпуск 4, стр.46 (Лаб. и технол. исслед. минер. сырья: Обзор/АО «Геоинформмарк», Москва, 1994 г.

# СОДЕРЖАНИЕ

## РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

|                                                                                                                                                                           |   |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|
| <i>Иванков С.И.</i> Разработка рациональных экологически малонапряженных<br>ресурсосберегающих схем обогащений различных промышленных<br>типов минерального сырья РФ..... | 2 |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---|

Ответственный за выпуск *И.И. Потапов*

---

|                        |                                   |                    |
|------------------------|-----------------------------------|--------------------|
| ИД № 04689 от 28.04.01 | Подписано в печать: 06.02.2018 г. | Гарн. литературная |
| Бумага “Херох”         | Формат бумаги 60x84 1/16          | Печать цифровая    |
| Усл. печ. л. 8,25      | Уч.-изд. л. 8,48                  | Тираж 45 экз.      |

---

Адрес редакции: 125190, Россия, г. Москва, ул. Усиевича, д. 20  
Тел. (499) 152-5500