

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

SATBAYEV UNIVERSITY

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Асан Ақерке Аязханқызы

Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при
переработке полиметаллического сырья

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

6M073700-Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

SATBAYEV UNIVERSITY

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.7. (061)/(062)

На правах рукописи

Асан Акерке Аязханқызы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Изучение влияния серосодержащих
реагентов на процесс сульфидизации
при переработке полиметаллического
сырья

Направление подготовки

6М073700-Обогащение полезных
ископаемых

Научный руководитель:

Доктор технических наук, ассоц.

профессор  Тусупбаев Н.К.
«03» 07 2020 г.

Рецензент:

Доктор технических наук, зав.сект.
моторных топлив АО «Институт
металлургии и обогащения»



Туктин Б.Т.
«03» 07 2020 г.

Нормоконтроль: Доктор PhD,
ассистент профессор



Мотовилов И.Ю.
«30» 06 2020 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук



М.Б. Барменшинова
«04» 07 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

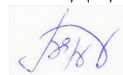
SATBAYEV UNIVERSITY

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
Кандидат технических наук



М.Б.Барменшинова

«04» 07 2020г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертаций

Магистранту Асан Акерке

Тема: Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья.

Утверждена приказом Ректора Университета №1202-М от «29» 10. 2018г.

Срок сдачи законченной диссертации « 04 » 07 2020 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья. Методы исследований: химический, спектральный, рентгенофазовый и другие.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) флотационное обогащение полиметаллических сульфидных руд;
- б) методики исследований;
- в) изучение физико-химические свойств серосодержащих реагентов;
- г) применение экологически безопасных серосодержащих реагентов в качестве сульфидизатора при обогащении полиметаллического сырья.

Перечень графического материала: слайд

ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	04.02.2019	
Аналитический обзор литературы	15.02.2019	
Методика исследований	15.03.2019	
Экспериментальная часть	15.04.2019	
Заключение	15.05.2020	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую
диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

Наименование раздела	Консультанты И.О.Ф (уч.степень,звание)	Дата подписания	подпись
Введение	Тусупбаев Н.К. д.т.н, ассоц. профессор	04.02.2019	
Аналитический обзор литературы		15.02.2019	
Методика исследований		15.03.2019	
Экспериментальная часть		15.04.2019	
Заключение		15.05.2020	
Нормоконтролер	Мотовилов И.Ю. Доктор PhD, ассистент профессор	30.06.2020	

Научный руководитель



Тусупбаев Н.К.

Задание принял к исполнению
обучающийся



Асан А.

Дата

«03» 07 2020 г.

АҢДАТПА

Магистерлік жұмыста жаңа отандық реагенттерді қолдана отырып қиынбайытылатын көпметалды кендерден пайдалы компоненттерді флотацияны қодану арқылы бөліп алудың тиімді әдістерін өңдеу жүргізілді.

Жаңа реагенттер ретінде көпметалды шикізатты флотациялық қайта өңдеудегі сульфидтеу процесінде қолданылатын күкіртқұрамды реагенттер қаралды. Ол реагенттер сілтілі және сілтіліжер металдардың оксидтері және техникалық күкірт негізінде алынған натрий, калий, кальций полисульфидтері болып табылады. Зерттеудің мақсаты қолданылатын флотореагенттердің уыттылығын азайту.

Көпметалды кенінің кенорындары жайлы аналитикалық деректер жүргізілді. Тотыққан және аралас кендердің байыту технологиясына талдау жасалынды. Майдасеппелі және кешенді кендерден түсті металдарды бөліп алу үшін, байытудың негізгі әдісі флотация болып табылады.

Риддер-Сокол және Тишинск кенорнындағы көпметалды кендернің бастапқы заттық құрамы зерттелді. Минералогиялық, химиялық, спектралдық және рентгенді-фазалық талдау жұмыстары жасалынды. Риддер-Сокол мен Тишинск кенорнындағы көпметалды кендердің флотациясына базалық реагенттерді, базалық сульфидтегіш және күкіртқұрамды реагенттерді қолданғандағы реагенттік режим өңделінді. Сульфидтегіш реагенттер ұнтақтау кезеңінде және негізгі флотация барысында қолданылады.

Сульфидтегіш ретінде полисульфидтерді қолданғанда флотациялық байыту көрсеткіштері өзгермейді, бірақ улы натрий сульфидін алмастыруға мүмкіндік береді. Сонымен қатар, базалық режимге қарағанда натрий мен калий полисульфидтерінің шығыны 100 г/т тиісінше 90 және 80 г/т төмендейді. Ал кальций полисульфидінің шығыны базалық режим-дегідей қала береді.

Сульфидтегіш реагенттердің сульфидтеу белсенділігінің қатары анықталды: $\text{CaS}_n \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_n \rightarrow \text{K}_2\text{S}_n$.

АННОТАЦИЯ

В данной магистерской работе проведена разработка методов, повышающих эффективность применения флотации для извлечения ценных компонентов из труднообогатимых полиметаллических руд с использованием новых отечественных реагентов. В качестве новых реагентов рассмотрены серосодержащие реагенты в процессе сульфидизации при флотационной переработке полиметаллического сырья. Реагенты представляют собой полисульфиды натрия, калия, кальция и получены на основе оксидов металлов и серы технической. Задача исследований минимизировать токсичность применяемых флотореагентов.

Проведен аналитический обзор по месторождениям полиметаллических руд. Сделан анализ технологий обогащения окисленных и смешанных руд. Основным методом обогащения для извлечения цветных металлов из тонковкрапленных и комплексных руд является флотация.

Изучен вещественный состав полиметаллических руд Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений. Сделан минералогический, химический, спектральный и рентгенофазовый анализ руд. Проведена отработка технологических режимов флотации сульфидных полиметаллических руд Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений с применением базовых реагентов, базового сульфидизатора и серосодержащих реагентов. Реагенты-сульфидизаторы подавались на стадии измельчения и в основную флотацию. Установлено, что использование полисульфидов в качестве сульфидизатора не улучшают технологических показателей флотационного обогащения, но позволяют заменить токсичный реагент сульфид натрия. Кроме того, расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом с 100 г/т до 90 и 80 г/т соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму.

Установлен ряд активности сульфидизирующей способности реагентов-сульфидизаторов: $\text{CaS}_n \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_n \rightarrow \text{K}_2\text{S}_n$.

ABSTRACT

This work covers development of methods, which improve efficiency of flotation for extracting valuable components from hard-to-recover polymetallic ores using new domestic reagents was carried out. Sulfur-containing reagents in the process of sulfidization during flotation processing of polymetallic raw materials are considered as new reagents. The reagents are polysulfides of sodium, potassium, and calcium and are derived from metal oxides and technical sulfur. The task of research is to minimize the toxicity of flotation reagents used.

An analytical review of polymetallic ore deposits was conducted. The analysis of technologies for enrichment of oxidized and mixed ores is made. The main enrichment method for extracting non-ferrous metals from fine and complex ores is flotation.

The material composition of polymetallic ores of the Ridder-Sokol and Tishinsky deposits was studied. Mineralogical, chemical, spectral and x-ray phase analysis of ores was performed. Technological modes of flotation of sulfide polymetallic ores of Ridder-Sokol and Tishinsky deposits were tested using basic reagents, basic sulfidizer and sulfur-containing reagents. Reagents-sulfidization was applied at the stage of grinding and primary flotation. It was found that the use of polysulfides as a sulfidizer does not improve the technological indicators of flotation enrichment, but allows replacing the toxic reagent with sodium sulfide. In addition, the consumption of sodium and potassium polysulfides is reduced in comparison with the base reagent from 100 g/t to 90 and 80 g/t, respectively. The consumption of calcium polysulfide is similar to the basic mode.

A range of activity of the sulfidizing ability of the sulfidizing reagents was established: $\text{CaSn} \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{Sn} \rightarrow \text{K}_2\text{Sn}$.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Современное состояние и основные проблемы в области флотационного обогащения полиметаллических руд	12
1.1 Флотационное обогащение полиметаллических руд цветных металлов	14
1.2 Классификация флотационных реагентов	19
1.3 Реагенты-сульфидизаторы	22
Выводы 1 разделу	23
2 Получение экологически безопасных серосодержащих реагентов и изучение их физико-химических свойств	25
2.1 Получение реагентов-сульфидизаторов на основе серы и оксидов щелочных и щелочноземельного металлов	25
2.2 Изучение свойств реагентов-сульфидизаторов	27
Выводы 2 разделу	33
3 Применение экологически безопасных серосодержащих реагентов для эффективного обогащения полиметаллических руд	35
3.1 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения	35
3.1.1 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов	39
3.1.2 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с применением экологически безопасных серосодержащих реагентов	44
3.2 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения	49
3.2.1 Изучение вещественного состава полиметаллической руды Тишинского месторождения	49
3.2.2 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения с применением базовых реагентов	52
3.2.3 Отработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения с применением экологически безопасных серосодержащих реагентов	57
Выводы 3 разделу	61
Заключение	62
Список использованной литературы	64
Приложение А	67

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научно-технической проблемы. Основные сокровища полиметаллических руд находятся в Восточном и Южном Казахстане. На территории Центрального Казахстана известно около 1700 месторождений и рудопроявлений меди, 650 – свинца и цинка. В горах Джунгарского и Заилийского Алатау известно 110 месторождений и рудопроявлений полиметаллических руд, а на Алтае – около 900. Крупнейшими свинцово-цинковыми месторождениями полиметаллических руд славится и Центральный Казахстан, который по запасам свинца и цинка стоит почти наравне с Рудным Алтаем. Наиболее крупные месторождения: Карагайлы, Алайгыр, Актал, Джекказган. Здесь сосредоточена львиная доля запаса свинца и цинка всего Центрального Казахстана [1-2].

По технологическим свойствам среди руд различают сульфидные, окисленные и смешанные. Все типы руд обогащаются методом флотации, которая может быть прямой селективной, или же сначала получают коллективный концентрат, а затем производят его разделение. В большинстве случаев извлечение окисленных минералов цветных металлов из окисленных и смешанных руд является технологической проблемой. Между тем они представляют собой крупный сырьевой источник получения свинца, цинка, меди и др. цветных металлов. В настоящее время на основе сложившейся в Казахстане и за рубежом практики переработки окисленных и смешанных руд цветных металлов, а также проведенных научных исследований в этой области выявились следующие основные и принципиальные методы обогащения окисленных и смешанных свинцовых, цинковых и медных руд: - флотация с применением предварительной сульфидизации окисленных минералов цветных металлов сернистым натрием или другими сульфидизаторами с последующей флотацией этих минералов обычными сульфидрильными анионными или катионными собирателями (при флотации окисленных цинковых минералов) [3].

Исследования, направленные на применение экологически безопасных реагентов-сульфидизаторов для эффективной переработки полиметаллического сырья являются актуальными и экономически целесообразными.

Обоснование необходимости проведения НИР. Возрастающие потребности в цветных металлах заставляют вовлекать в производство все более сложные и труднообогатимые, окисленные и смешанные (сульфидно-окисленные) руды. В большинстве случаев извлечение окисленных минералов цветных металлов из окисленных и смешанных руд является технологической проблемой. Между тем они представляют собой крупный сырьевой источник получения свинца, цинка, меди и др. цветных металлов. Основанием для разработки темы является необходимость создания технологии переработки труднообогатимого полиметаллического сырья с

применением экологически безопасных реагентов с высокими технологическими показателями. Предлагаемая технология переработки труднообогатимых полиметаллических руд с применением экологически безопасных реагентов позволит рационально использовать минеральное сырье, повысить экономический потенциал Казахстана.

Сведения о метрологическом обеспечении диссертации. В процессе проведения комплекса научно-исследовательских работ метрологическое обеспечение определялось наличием химической лаборатории, использующей в работе сертифицированные методики; лаборатории физических методов анализа; метрологические измерения выполнялись на контрольно-измерительных приборах, поверенных в соответствии с нормативными документами.

Актуальность работы. Ухудшение качества минерального сырья и необходимость соблюдения экологических норм обусловили разработку принципиально новых реагентных режимов, использующих последние достижения органической химии и теории флотации. Помимо существенного повышения эффективности обогащения, требования к реагентным режимам сводятся к минимальной токсичности, максимальной селективности разделения минералов, минимальным ассортименту, расходу и цене реагентов. Технологические показатели флотации зависят от качества и ассортимента используемых флотореагентов. Существующие методы селективного разделения коллективного медно-свинцового концентрата не удовлетворяют в полной мере требованиям комплексного использования сырья и экологической безопасности. В связи с этим применение новых флотореагентов, позволяющих эффективно перерабатывать сложное полиметаллическое сырье, является весьма актуальной задачей обогащения руд цветных металлов.

Научная новизна заключается в том, что впервые будут применены экологически безопасные серосодержащие реагенты в качестве сульфидизатора для эффективной переработки полиметаллического сырья. В качестве серосодержащих реагентов будут применены полисульфиды щелочных и щелочноземельных металлов, полученные на основе серы технической и оксидов данных металлов, которые позволят заменить токсичный сульфид натрия с одновременным улучшением показателей извлечения цветных металлов.

Цели и задачи работы. Целью исследований проекта является разработка технологии переработки труднообогатимого полиметаллического сырья с применением экологически безопасных реагентов. В задачи исследований входят:

- изучение современного состояния и основных проблем в области флотационного обогащения полиметаллических руд;
- анализ процесса сульфидизации при переработке полиметаллического сырья;

- изучение вещественного состава полиметаллического сырья Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений;
- отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов;
- отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов;
- отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Тишинского месторождения с применением базовых реагентов;
- отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Тишинского месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов;
- проведение укрупненно-лабораторных испытаний флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений Алашпай с применением серосодержащих реагентов.

1 Современное состояние и основные проблемы в области флотационного обогащения полиметаллических руд

Сульфидные руды являются одним из главных объектов флотационного обогащения. Сульфидные руды классифицируют в зависимости от того, к каким металлам приурочены содержащиеся в них сульфиды [4]. Так, например, различают медные, медно-цинковые, медно-молибденовые, свинцово-цинковые, медно-свинцово-цинковые, медно-никелевые, молибденовые, ртутные, ртутно-сурьмяные, висмутовые и некоторые другие. В числе этих руд традиционно выделяют полиметаллические руды, которые в качестве ведущих ценных компонентов содержат свинец и цинк, а в качестве попутных – медь, золото, серебро, кадмий и другие. Вместе с тем, если исходить из происхождения и точного перевода термина «полиметаллический» (т. е. «многометаллический»), то к числу полиметаллических руд следует отнести практически большинство сульфидных руд. Ввиду высокой природной флотиремости сульфидных минералов, их эффективной флотации с применением сульфидрильных собирателей сульфидные руды представляют наиболее благоприятный для флотационного процесса вид минерального сырья. Тонкая вкрапленность и прораствание минералов сульфидных руд наряду с отмеченной их высокой флотиремостью объясняют, почему именно с флотации сульфидных руд началось широкое промышленное применение флотационного процесса.

Вместе с тем проблема флотации сульфидных руд осложняется рядом их особенностей. Как правило, эти руды являются многокомпонентными, содержат сульфидные минералы ряда металлов и почти каждый из этих минералов должен быть выделен в отдельный концентрат. В то время как перевод любого из сульфидов в пенный флотационный продукт осуществляется достаточно просто, разделение сульфидов друг от друга является во многих случаях сложной задачей. Наиболее эффективными собирателями для флотации сульфидов являются сульфидрильные реагенты и особенно ксантогенаты; они обеспечивают четкое отделение сульфидов от несulfидных минералов и минералов пустой породы, представленных силикатами и окислами, а также соединениями с щелочноземельными катионами, но не проявляют избирательности по отношению к каким-либо отдельным сульфидам. Ввиду этого при флотации сульфидных руд широко применяют разнообразные реагенты-регуляторы подавляющего и активирующего действия, а также регуляторы среды, что обеспечивает разделение сульфидов разных металлов.

Особенностью сульфидных руд, оказывающей значительное воздействие на их флотацию, является сильное влияние кислорода на флотационное поведение сульфидов и их последующее взаимодействие с собирателями и регуляторами.

Если незначительное окисление сульфидов необходимо для их успешной флотации, то более или менее значительное окисление вызывает

осложнения в технологии и снижает эффективность флотации. Здесь существенным является не только ухудшение первоначальных флотационных свойств сульфида в результате его окисления (повышение гидратируемости поверхности), но и обогащение жидкой фазы пульпы многими разнообразными по составу и влиянию на флотационный процесс ионами. Это обстоятельство осложняется тем, что различные сульфиды окисляются к тому же с различной скоростью, а результаты их окисления находятся в тесной зависимости от концентрации кислорода, растворенного в жидкой фазе пульпы. Наиболее быстро окисляются, как правило, халькозин, галенит, пирит и пирротин; медленнее – цинковая обманка, борнит, халькопирит и арсенопирит. Замечено, что устойчивость сульфидов к окислению возрастает с повышением энергии их кристаллических решеток.

Кроме того, окисляемость сульфидов связана с относительным пространственным расположением в кристаллической решетке атомов металла и серы и доступностью последней действию кислорода.

В ряде случаев эти особенности отдельных сульфидов можно эффективно использовать для облегчения их разделения за счет преимущественного окисления одних сульфидов по сравнению с другими. Так, например, в отдельных случаях может быть рекомендовано предварительное перед флотацией воздействие кислорода (аэрация, или накислороживание пульпы) для улучшения разделения медных и железных сульфидов при флотации медных и медно-цинковых пирротинсодержащих руд.

С целью предотвращения потерь сульфидов от переизмельчения считают целесообразным осуществление предварительной флотации при грубом помоле и значительном содержании сростков сульфидов цветных металлов с породными минералами и железными сульфидами, а затем, после доизмельчения продуктов флотации и полного раскрытия минералов, проводят окончательную флотацию с получением богатых концентратов при высоком извлечении. Подобная технология получила наименование стадийной флотации.

Флотацию сульфидных руд чаще всего проводят в щелочной среде, обеспечивающей наилучшие условия для воздействия на минералы собирателей и препятствующей переходу в пенные продукты железных сульфидов, снижающих содержание цветных металлов в соответствующих концентратах [5]. Для создания щелочной среды обычно применяют известь (в количествах от нескольких десятых кг/т до 2 кг/т). В цикле свинцовой флотации ввиду подавляющего действия извести на галенит рациональнее применять соду. Сульфидные минералы флотируются легко, для их флотации повсеместно применяют сульфгидрильные собиратели, особенно ксантогенаты (в среднем 30 – 100 г/т) и аэрофлоты (или сочетания сульфгидрильных собирателей). В России из числа сульфгидрильных собирателей чаще всего применяют бутиловый ксантогенат, хотя для четкой селекции более эффективны реагенты с меньшей собирательной силой. При

флотации при крупном измельчении дополнительно к сульфгидрильным собирателям целесообразно применять углеводородные масла и другие апольярные реагенты. В качестве пенообразователей широко используют различные реагенты спиртового характера (30–70 г/т).

Сложно отделять сульфиды друг от друга. Свинцовые и цинковые минералы разделяются несколькими методами. Самым распространенным является метод, основанный на применении сочетания цианида с цинковым купоросом в щелочной среде.

Вместо цианида в сочетании с цинковым купоросом может применяться сульфит или тиосульфат натрия. Если сфалерит в руде представлен неактивированной цинковой обманкой, то для депрессии ее достаточно применить один цинковый купорос. При прямой селективной флотации сначала флотируют галенит, гидрофилизируя цинковую обманку одним из перечисленных депрессоров, и затем после активации сфалерита медным купоросом проводят цинковую флотацию. Для того чтобы выделить богатый цинковый концентрат, увеличивают щелочность пульпы, добавляя известь, которая депрессирует пирит.

1.1 Флотационное обогащение полиметаллических руд цветных металлов

Ухудшение качества минерального сырья и необходимость соблюдения экологических норм обусловили разработку принципиально новых реагентных режимов, использующих последние достижения органической химии и теории флотации. Помимо существенного повышения эффективности обогащения, требования к реагентным режимам сводятся к минимальной токсичности, максимальной селективности разделения минералов, минимальным ассортименту, расходу и цене реагентов. Технологические показатели флотации зависят от качества и ассортимента используемых флотореагентов.

Возрастающие потребности в цветных металлах заставляют вовлекать в производство все более сложные и труднообогащаемые, окисленные и смешанные (сульфидно-окисленные) руды. В большинстве случаев извлечение окисленных минералов цветных металлов из окисленных и смешанных руд является технологической проблемой. Между тем они представляют собой крупный сырьевой источник получения свинца, цинка, меди и др. цветных металлов. Вещественный состав медно-свинцово-цинковых руд весьма разнообразен и зависит как от генезиса месторождения, так и от степени окисления руд. Окисленные руды в большинстве известных месторождений частично или полностью выработаны. Сульфидные руды в основном подразделяются на массивные или сплошные, и бедные, вкрапленные руды, где эти металлы встречаются в виде вкраплений в породе,

а среднее содержание в рудах суммы свинца и цинка составляет от 1 до 3-4% [5].

Окисленные и смешанные руды цветных металлов являются продуктом окисления сульфидных руд. Под окисляющим и растворяющим действием поверхностных вод в верхней части сульфидных месторождений меняются не только минеральный и химический состав руд, но и морфология, условия залегания и другие характерные способности. Окислы, гидроокислы, сульфаты и карбонаты являются в окисленных и смешанных рудах главнейшими наиболее часто встречающимися окисленными минералами.

В зависимости от характера основных окисленных минералов и связи их с минералами породы, окисленные руды цветных металлов обычно делятся на легкообогатимые, среднеобогатимые и упорные (практически не обогащаются). Упорность окисленных руд связана, в основном, с наличием рыхлых, землистых и порошковых структур гидроокислов железа, марганца, кремния и алюминия.

В мировой практике при переработке труднообогатимых окисленных тяжелых металлов намечается тенденция к применению комбинированных методов, в частности гравитационно-флотационным обогащением в зависимости от особенности вещественного состава руд [6].

В настоящее время на основе сложившейся в Казахстане и за рубежом практики переработки окисленных и смешанных руд цветных металлов, а также проведенных научных исследований в этой области выявились следующие основные и принципиальные методы обогащения окисленных и смешанных свинцовых, цинковых и медных руд:

- флотация с применением предварительной сульфидизации окисленных минералов цветных металлов сернистым натрием или другими сульфидизаторами с последующей флотацией этих минералов обычными сульфгидрильными анионными или катионными собирателями (при флотации окисленных цинковых минералов) [7]. Этот метод получил наибольшее распространение;

- метод без предварительной сульфидизации с применением в качестве реагентов-собирателей мыл или карбоновых кислот не получил широкого применения, главным образом, ввиду недостаточно высокой селективности действия указанных реагентов.

Решение проблемы обогащения окисленных руд видится в изменении свойств окисленных минералов в сторону гидрофобизации поверхности, что позволило бы повысить эффективность флотационного метода обогащения. Одним из методов решения проблемы является химическая модификация минералов посредством сульфидизации, в результате которой окисленные минералы превращаются в сульфидные с гидрофобной поверхностью. Для осуществления такого превращения могут быть использованы серосодержащие реагенты. В качестве серосодержащих реагентов можно использовать полисульфиды щелочных и щелочноземельных металлов, полученные на основе серы технической и оксидов данных металлов,

которые позволяют заменить токсичный сульфид натрия с одновременным улучшением показателей извлечения цветных металлов [8-9].

Одним из месторождений, при переработке которого необходимо применение сульфидизаторов, является Удоканское месторождение меди в Забайкальском крае. Оно занимает третье место в мире по запасам меди (20 млн. т). На долю окисленных и смешанных руд в этом месторождении приходится 60-65 %. В силу значительных колебаний степени окисленности обогащение таких руд традиционным флотационным методом может обеспечить извлечение меди не более 75 %. В химико-металлургическом институте им. Ж.Абишева предложена гидротермальная технология переработки труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Она предусматривает подготовку сырья к обогащению путем обработки руды элементарной серой в автоклавных условиях. В результате гидротермальной сульфидизации медные минералы из окисленных форм переходят в сульфидные, флотация которых не вызывает особых затруднений [9-11].

В литературных источниках указано о возможности использования сероводорода при сульфидизации окисленных минералов цветных металлов, но систематических исследований сульфидизирующего воздействия сероводорода на окисленные минералы не проводилось. Пониженный интерес к сероводороду как флотационному реагенту на протяжении многих лет был понятен. Токсичность, неудобство транспортировки и применения газообразующего соединения в условиях промышленной флотации являлись существенными недостатками, которые долгое время казались непреодолимыми.

Исследователями А.И. Андреева (СССР) и К.В. Девиса (США) впервые показано, что флотация окисленных цинковых минералов сульфгидрильными собирателями протекает наиболее интенсивно после сульфидизации их поверхности и активации ее, как и при флотации сульфидов цинка медным купоросом. Причем сульфидизацию необходимо проводить, по данным А.И. Андреевой, при подогреве пульпы до 50-60 °С. Если сульфидизация осуществляется при комнатной температуре сульфидизированные карбонаты цинка флотируются хуже, что объясняется малой устойчивостью сульфидной пленки на поверхности минерала, а также тем, что осадок сульфида цинка при низких температурах имеет резко выраженное коллоидное строение [14-15]. Повышение температуры пульпы при сульфидизации окисленных цинковых минералов до 60 °С обеспечивает получение более плотного и менее водного осадка сульфидных соединений на их поверхности. Дальнейшее повышение температуры пульпы при сульфидизации не приводит к заметному изменению флотационных свойств минералов [16,17].

Увеличение расхода сернистого натрия при постоянном расходе собирателя и медного купороса вызывает сначала повышение, а затем падение извлечения смитсонита и каламина при флотации.

Разработанный М.Реєм метод заключается в предварительной сульфидизации исходного продукта при обычной температуре и последующей

флотации цинковых минералов первичными алифатическими аминами. В этих условиях амины являются собирателями как карбонатов (смитсонита, гидроцинкита) и силикатов (каламина, виллемита), так и сфалерита, и не действуют на карбонаты щелочноземельных металлов и кварц.

Одним из методов извлечения цветных металлов из окисленных руд (главным образом, медных) является комбинированное флотационно-гидрометаллургическое обогащение этих руд (процесс Мостовича). Этот метод позволяет получать весьма высокие технологические показатели по качеству концентрата и по извлечению металла. Однако, основанный на применении серной кислоты для растворения окисленных форм меди, этот метод становится очень дорогим для руд, имеющих значительное количество реагирующих с серной кислотой минералов вмещающих пород (например, карбонатов), что приводит к весьма высоким расходам серной кислоты. С другой стороны, применение серной кислоты перед флотацией обуславливает необходимость ведения процесса в сильно кислой среде, где сульфгидрильные собиратели обычного типа быстро разлагаются. Все это ограничивает область применения процесса Мостовича на практике, а также создает необходимость совершенствования и развития этого процесса.

Сложность переработки окисленных и смешанных руд вызвана не только резкими изменениями абсолютного содержания металлов и степени их окисления, но и неустойчивостью вещественного состава исходной руды. Чем сложнее вещественный состав окисленных минералов, тем труднее обогащаются смешанные руды [18]. Несмотря на наличие значительных чисел различных методов переработки (флотация оксигидрильными, катионными собирателями, комбинированный флотационно-гидрометаллургический метод и т.д.), наиболее целесообразный метод извлечения окисленных минералов свинца из окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд – их флотация после предварительной сульфидизации с сульфгидрильными собирателями, в результате которой окисленные минералы превращаются в сульфидные с гидрофобной поверхностью [19-23]. В качестве сульфидизатора во многих обогатительных фабриках применяют сульфид, гидросульфид и полисульфид натрия. Эффективность действия сульфидизатора определяется устойчивостью гидрофобизирующей пленки, образованной в результате окисления сульфидизатора и выделения на поверхности сульфидируемого минерала элементарной серы [18-20]. По мнению некоторых исследователей, окислению сернистого натрия в пульпе способствует присутствие легко окисляющихся сульфидов, которые катализируют процесс окисления сернистого натрия. Сульфид натрия окисляется медленнее гидросульфида и по более сложной схеме. Полисульфиды натрия являются неустойчивыми соединениями и в процессе сульфидизации разлагаются на сульфид натрия и элементарную серу [19-22].

Анализ литературных данных позволяет отметить, что процесс образования сульфидной пленки на поверхности окисленных свинцовых

минералов определяется выделением на поверхности сульфидируемого минерала в результате окисления сульфидизатора элементарной серы, которая играет роль дополнительного гидрофобизатора поверхности. Причем, образование сульфидной пленки на поверхности церрусита протекает очень быстро, для образования сульфидной пленки на англезите требуется более продолжительное время контакта [18]. Гидрофобизирующие свойства преобладают у полисульфидов за счет увеличения количества серы на минеральной поверхности [22-23] и образующаяся при воздействии полисульфида кальция сульфидная пленка на поверхности окисленных минералов достаточна устойчива.

Гидрохимические способы обогащения позволяют увеличить извлечение металлов до 90 %. Однако эти процессы отличаются значительными удельными затратами вследствие их многостадийности, большого расхода дорогостоящих и агрессивных реагентов, а также требуют применения коррозионностойкого оборудования.

Таким образом, наиболее перспективными представляются процессы направленного превращения минералов цветных металлов путем их перевода из окисленной формы (сульфаты, карбонаты) в легкофлотируемую сульфидную. Существующие методы сульфидизации поверхности минерала не обеспечивают необходимого эффекта, так как образовавшаяся сульфидная пленка на поверхности окисленного минерала легко разрушается при флотации. Авторы [18, 23-29] считают, что наиболее эффективным решением данной задачи является изменение минералогического состава ценных компонентов руды по флотационным свойствам путем более глубокой сульфидизации поверхности окисленного минерала полисульфидами натрия в процессе измельчения. Автор [26] предлагает осуществлять сульфидизацией окисленных минералов свинца раствором полисульфида натрия на стадии измельчения при температуре 60 °С.

Использование сернистых соединений кальция или серосодержащих выбросов металлургического производства в качестве сульфидизаторов взамен базового токсичного сульфида натрия при обогащении труднообогатимых окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд позволит создать эффективную технологию обогащения подобных руд, которая будет способствовать повышению извлечения полезных компонентов и качества получаемых концентратов. Выбор схемы обогащения окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд определяется их текстурными и структурными особенностями, степенью окисления, содержанием сульфидных и окисленных минералов свинца, цинка и железа, характером их взаимосвязи и ассоциации с минералами пустой породы, содержанием и природой шламов и растворимых солей.

Известен способ [30], где в качестве осерняющих реагентов при флотации окисленных свинцовых руд для сульфидизации их применяют растворимые в воде сернистые, а иногда многосернистые соли щелочных металлов и щелочных земель. Процесс сульфидизации окисленных

минералов производят в щелочной или нейтральной пульпе. При наличии минералов, трудно поддающихся осернению, флотацию руды производят с добавками щелочей (кальцинированная сода или едкий натр), которые образуют сульфогидрат натрия, способствующий повышению интенсивности процесса сульфидизации.

Известен способ [31] сульфидизации окисленных медных руд на стадии измельчения в шаровой мельнице при комнатной температуре с использованием в качестве сульфидизатора электрохимически активированного раствора полисульфида аммония.

Авторы [32] исследовали влияние ультразвука на гидрофобность окисленного пирита и флотацию окисленной пиритовой руды. В работе [33] обсуждается роль MnO_2 в восстановлении оксидно-сульфидной цинковой руды, являющегося потенциальной добавкой при извлечении оксидно-сульфидной цинковой руды.

Анализ литературных данных показывает, что наиболее эффективным направлением переработки окисленных и смешанных руд является изменение минералогического состава ценных компонентов руды по флотационным свойствам путем более глубокой сульфидизации поверхности окисленного минерала сульфидизаторами.

1.2 Классификация флотационных реагентов

Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела этих фаз с целью изменения показателя флотируемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочности пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Современная классификация предусматривает разделение флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на следующие группы: пенообразователи, собиратели, депрессоры, активаторы, регуляторы.

Пенообразователи, представляющие собой различные гетерополярные органические соединения, которые за счет их адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют их слиянию и повышают прочность пены. В качестве реагентов-пенообразователей наиболее широко применяются гетерополярные поверхностно-активные вещества, содержащие полярную (водоактивную) и неполярную (воздушно-активную) части. Вещества такого типа способны адсорбироваться на границе раздела вода — воздух,

ориентируясь своей полярной группой к воде, а неполярной — к воздушной фазе.

Молекулы пенообразователей содержат обычно один углеводородный радикал и одну или небольшое число полярных групп. Используемые на практике пенообразователи содержат, как правило, от 5 до 12 атомов углерода в цепи, а их растворимость составляет обычно 0,2 — 5,0 г/л.

Адсорбция пенообразователей на границе раздела жидкость — газ позволяет изменять коалесцентную способность (слияние) воздушных пузырьков и степень их дисперсности в пульпе, скорость подъема пузырьков, структурно-механические свойства оболочек воздушных пузырьков и прочность пены.

Собиратели, представляющие собой органические вещества, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов и резко увеличить их флотуемость. Собиратели применяются для гидрофобизации поверхности минералов, поэтому в состав их молекул в обязательном порядке входят аполярные группы атомов. Если молекулы собирателя состоят только из углеводородов, то такие собиратели называются аполярными, неполярными, или «углеводородными маслами».

Гораздо чаще при флотации используют гетерополярные собиратели, молекулы которых кроме углеводородного радикала алифатического или реже циклического ряда, т. е. аполярной (или неполярной) части, имеют и полярную группу. Полярная группа собирателя определяет его химические свойства и способность закрепляться на полярных минералах, поэтому она называется еще солидофильной или функциональной группой.

Депрессоры, или подавители, к которым относят реагенты, понижающие флотуемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции. Применение реагентов-депрессоров является основным средством получения максимальной селективности при флотационном разделении минералов с близкими свойствами.

Если для эффективной флотации минералов необходимо соблюдение двух условий: гидрофобизации поверхности, например, за счет погашения некомпенсированных валентностей минеральной поверхности собирателем, и возможности закрепления на гидрофобизированной подкладке микрокапель физически сорбированного собирателя, то для подавления их флотации — несоблюдение хотя бы одного из этих условий. В качестве реагентов-депрессоров на практике наиболее широко используются щелочи, цианиды, сернокислый цинк, сернистый натрий, сернистая кислота и ее соли, смесь сернокислого железа и сульфата натрия, двуххромовокислые соли, жидкое стекло, некоторые органические высокомолекулярные и другие соединения. Основной трудностью при выборе депрессирующих реагентов является их недостаточная избирательность по отношению к разделяемым минералам.

Активаторы, к которым относят реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, гидрофобизации ее и флотации извлекаемого минерала. В качестве реагентов-активаторов применяют, как правило, неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочно-земельных и тяжелых металлов, комплексообразующие соединения и т. д. Реагенты-активаторы, вызывают:

- химическую очистку поверхности минералов от депрессирующих пленок и обнажение элементов кристаллической решетки, способных к взаимодействию с собирателем;
- хемосорбцию ионов на поверхности, которые становятся центрами закрепления собирателя;
- гетерогенную химическую реакцию, приводящую к образованию объемных пленок, поверхность которых является благоприятной для образования необходимого сорбционного покрытия собирателя.

Активаторы, к которым относят реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, гидрофобизации ее и флотации извлекаемого минерала. В качестве реагентов-активаторов применяют, как правило, неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочноземельных и тяжелых металлов, комплексообразующие соединения и т. д. Реагенты-активаторы, вызывают:

- химическую очистку поверхности минералов от депрессирующих пленок и обнажение элементов кристаллической решетки, способных к взаимодействию с собирателем;
- хемосорбцию ионов на поверхности, которые становятся центрами закрепления собирателя;
- гетерогенную химическую реакцию, приводящую к образованию объемных пленок, поверхность которых является благоприятной для образования необходимого сорбционного покрытия собирателя.

Примером активирующего действия реагентов путем гетерогенной химической реакции является образование объемных сульфидных пленок на поверхности окисленных минералов свинца, меди и цинка под действием сульфидизаторов, в качестве которых могут применяться любые растворимые сернистые и гидросернистые соединения щелочных и щелочноземельных металлов и аммония: Na_2S , NaHS , K_2S , KHS , CaS , BaS . На фабриках наиболее широко используется Na_2S — наиболее дешевый и доступный.

Без предварительной сульфидизации окисленные сульфгидрильными собирателями минералы свинца, меди и цинка практически не флотируются, несмотря на значительную плотность сорбции химически закрепившегося собирателя на их поверхности.

Регуляторы среды, к которым относят реагенты, использующиеся для создания оптимальных условий действия собирателей, депрессоров и активаторов с минералами при флотации. Это достигается главным образом путем изменения pH среды и регулированием ионного состава пульпы -

удалением из жидкой фазы пульпы так называемых «нежелательных» ионов, регулированием значений окислительно-восстановительного потенциала пульпы и процессов диспергации и коагуляции тонких шламов. В качестве реагентов-регуляторов среды используются неорганические и органические соединения, многие из которых применяются также в качестве активаторов или депрессоров флотации минералов.

1.3 Реагенты-сульфидизаторы

Сульфидизаторы могут быть любые растворимые сернистые и гидросернистые соединения щелочных и щелочноземельных металлов, а также аммония. В практике флотации обычно используют сернистый натрий, как наиболее дешевый и доступный.

Сульфидизаторы применяют для активации окисленных минералов цветных металлов. При взаимодействии Na_2S и других сульфидизаторов с этими минералами происходит гетерогенная химическая реакция сульфидизационной пленки сульфида цветного металла на поверхности минерала.

Аналогично сульфидизируются и другие окисленные минералы меди, свинца, цинка и др. Реакция сульфидизации происходит при наличии сульфидных ионов в пульпе. Ионы серы, как отмечалось выше, депрессируют сульфиды. Поэтому до тех пор, пока имеется избыток серы в пульпе, флотация сульфидизированных минералов практически не будет. Как только свободные ионы серы окислятся, начинает окисляться и пленка сульфида с образованием сульфидосульфата, с которым реагирует ксантогенатный ион.

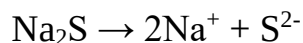
Пленка сульфида на окисленном минерале не прочна в механическом и химическом отношениях. Она сравнительно легко отслаивается при перемешивании пульпы и окисляется растворенным в воде кислородом. Поэтому скорость флотации во времени затухает. Повышение извлечения достигают повторной сульфидизацией.

Расход сернистого натрия колеблется в пределах 200-700 г/т, но если в пульпе присутствуют такие поглотители, как сульфат цинка или железа. Тонкие шламы лимонита и некоторых других минералов, то расход может значительно возрасти.

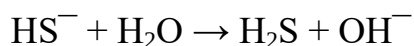
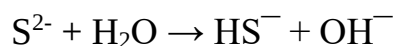
Сернистый натрий Na_2S получают в промышленности восстановлением сульфата натрия углем при температуре 1200°C . Полученный плав выщелачивают и щелок, содержащий 28...32% Na_2S отделяют от шлама и выпаривают при температуре $140...180^\circ\text{C}$ с получением плавленого сернистого натрия, который содержит 63...68 % Na_2S .

Сернистый натрий широко применяется при флотации сульфидных и несульфидных минералов как депрессор, например, сульфидных минералов, и как активатор, например окисленных минералов цветных металлов, а также как десорбент собирателей и регулятор pH пульпы.

Сернистый натрий представляет собой соль сильного основания и слабой кислоты и в водных растворах распадается на ионы:



Ион S^{2-} как анион слабой сероводородной кислоты H_2S в воде подвергается гидролизу, который протекает в две стадии:



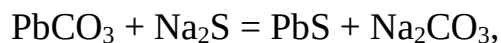
Поэтому в зависимости от pH в пульпе могут присутствовать H_2S , HS^- и S^{2-} .

При гидролизе сернистого натрия создается сильная щелочная среда.

Депрессирующее действие сернистого натрия связано прежде всего с десорбцией собирателя с минеральной поверхности с заменой ионов ксантогената на сульфид- или гидросульфид-ион, благодаря образованию с катионами тяжелых металлов более труднорастворимых сульфидных соединений типа MeS , чем ксантогенаты этих металлов. Кроме того, депрессия сульфидных минералов сернистым натрием может происходить при гидрофилизации.

Способность ионов S^{2-} и HS^- вытеснять с поверхности сульфидов анионы ксантогената используются при селективной флотации сульфидных коллективных концентратов с применением сернистого натрия как десорбента собирателя. Повышенные концентрации сернистого натрия применяются для депрессии сульфидов меди и железа при флотации молибденита, который не депрессируется сернистым натрием.

Сернистый натрий является хорошим сульфидизатором (активатором) окисленных минералов тяжелых металлов- карбонатов и сульфатов свинца и меди. При сульфидизации, например, церуссита PbCO_3 , при pH не более 9,5 образуется пленка сульфида свинца:



вследствие чего минерал хорошо флотируется ксантогенатами. В более щелочной среде пленка образующегося сульфида свинца отслаивается с образованием коллоидного сернистого свинца. При pH более 11 поверхность минералов покрывается слоем гидроксида, препятствующим сульфидизации минералов и закреплению ксантогената.

Выводы

Выбор способа обогащения зависит от минерального состава, структуры руды, от размеров вкраплений, требований потребителя.

Перспективным методом обогащения окисленных и смешанных руд является флотация с применением предварительной сульфидизации

окисленных минералов цветных металлов сернистым натрием или другими сульфидизаторами с последующей флотацией этих минералов обычными сульфидрильными анионными или катионными собирателями.

Сернистый натрий широко применяется в качестве сульфидизатора при флотационном обогащении сульфидных и смешанных руд. Как протекает при флотации процесс сульфидизации окисленных минералов с помощью сернистого натрия. Окисленные минералы сами по себе неспособны взаимодействовать с ксантогенатом. На их поверхности образуется пленка сульфида металла (часто даже заметная макроскопически), на которой и закрепляется собиратель. От полноты процесса сульфидизации зависит полнота извлечения ценных компонентов.

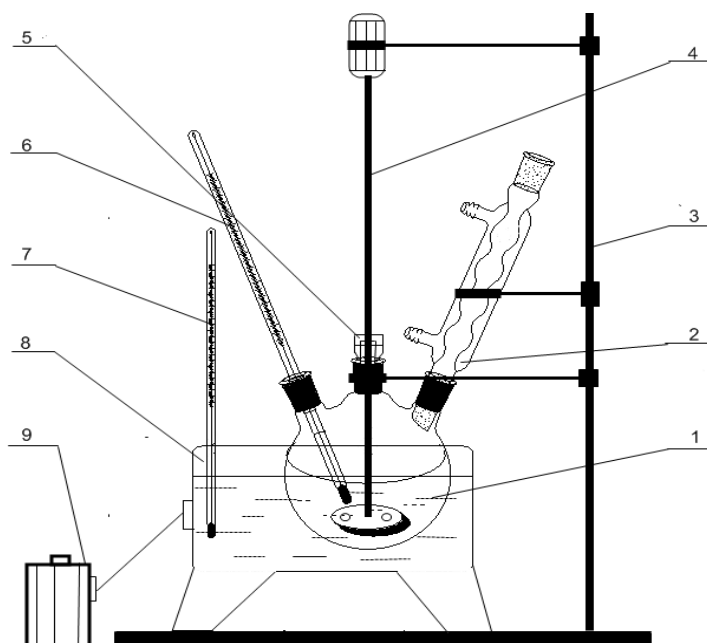
Наиболее эффективное решение данной задачи является изменение минералогического состава ценных компонентов руды по флотационным свойствам путем более глубокой сульфидизации поверхности окисленного минерала полисульфидами в процессе измельчения.

Исходя из вышеизложенного, нами предлагается флотационная технология обогащения полиметаллической руды казахстанских месторождений с применением серосодержащих реагентов в качестве сульфидизатора.

2 Получение экологически безопасных серосодержащих реагентов и изучение их физико-химических свойств

2.1 Получение реагентов-сульфидизаторов на основе серы и оксидов щелочных и щелочноземельного металлов

Получение полисульфидов для практических целей наиболее подходящим является проведение реакции между оксидами щелочного, щелочноземельного металлов и серой технической в водной среде при 100°C при атмосферном давлении. В лабораторных условиях реакция проводилась в колбе, снабженной мешалкой и обратным холодильником (рисунок 1). Аналогичная схема может использоваться и в промышленных масштабах для этого используется химический реактор, снабженный мешалкой и обратным холодильником.



1 – трехгорлая колба; 2 обратный холодильник; 3 – штатив; 4 – механическая мешалка; 5 – гидрозатвор; 6,7 – термометр; 8 – масляная баня; 9 – ЛАТР

Рисунок 1 – Установка для получения полисульфидных растворов

Полисульфид натрия

Полисульфид натрия получали взаимодействием оксида натрия Na_2O с серой в воде при высокой температуре в массовом соотношении компонентов $\text{S}:\text{Na}_2\text{O}:\text{H}_2\text{O}=10:5:85$. Предварительно смешивали оксид натрия с определенной частью воды, а затем вводили серу в виде пасты, которую получали тщательным измельчением комовой серы добавками воды. Время протекания реакции составило 4 часа при температуре 100 °С. Полученный раствор отстаивали от осадка, фильтровали, а затем сушили. В результате

получили выход 90% полисульфида натрия Na_2S_n с содержанием основного вещества в пределах 75-80%.

Полисульфид калия

Полисульфид калия получали взаимодействием оксида калия K_2O с серой в воде при высокой температуре в массовом соотношении компонентов

$\text{S}:\text{K}_2\text{O}:\text{H}_2\text{O}=10:5:85$. Предварительно смешивали оксид калия с определенной частью воды, а затем вводили серу в виде пасты, которую получали тщательным измельчением комовой серы добавками воды. Время протекания реакции составило 3,5 часа при температуре 100 °С. Полученный раствор сушили. В результате получили выход 98-99 % полисульфида калия K_2S_n с содержанием основного вещества в пределах 80-85 %.

Полисульфид кальция

Полисульфид кальция получали взаимодействием окиси кальция CaO с серой в воде при высокой температуре в массовом соотношении компонентов $\text{S}:\text{CaO}:\text{H}_2\text{O}=10:5:85$. Предварительно производили гашение извести CaO с определенной частью воды, а затем вводили серу в виде пасты, которую получали тщательным измельчением комовой серы добавками воды. Время протекания реакции составило 5 часов при температуре 100 °С. Полученный раствор отстаивали от осадка, фильтровали, а затем сушили. В результате получили выход 80 % полисульфида кальция CaS_n с содержанием основного вещества в пределах 65-70%.

Важнейшим параметром при получении полисульфидов является концентрация раствора. При проведении экспериментов с окисью кальция из разных месторождений выяснилось, что при использовании одной и той же серы и окиси кальция из разных источников получаются растворы разной плотности (1,173-1,22 г/см³).

Таким образом, были получены полисульфиды натрия, калия и кальция (рисунок 2).



Рисунок 2 - Образцы растворов полисульфида натрия (1), калия (2), кальция (3)

Варьируя соотношение и качество исходных компонентов, применяемых для реакции с учетом времени на синтез, можно получать растворы полисульфидов различной плотности. Методика определения плотности проводилась ареометрами ГОСТ 18481-81 по методике измерения плотности согласно ГОСТ 18995.1-73, которая позволяет определять плотность с точностью до 0,001 г/см³.

2.2 Изучение физико-химических свойств реагентов-сульфидизаторов

Серосодержащие пробы представлены полисульфидами щелочных (Na, K) и щелочноземельного (Ca) металлов.

Полисульфиды натрия - неорганические соединения металла с серой, жёлто-бурые кристаллы с формулой MeS_n , где $n=2-5$. Полисульфиды натрия — это твёрдые вещества цвета от жёлтого до жёлто-оранжевого. Хорошо растворяются в воде [34]. В таблице 1, 2 представлены основные свойства полисульфидов натрия, калия.

Таблица 1 - Свойства полисульфидов натрия

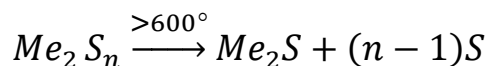
Полисульфид	Молярная масса	Температура плавления (°C)
Na_2S_2	110,11	445; 475; 490
$\text{Na}_2\text{S}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	196,22	разл. 100
Na_2S_4	174,23	275; 285; 286
Na_2S_5	206,31	255; 253; 260

Таблица 2 - Свойства полисульфидов калия

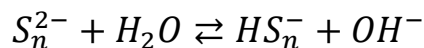
Полисульфид	Молярная масса	Плотность	Температура плавления	Внешний вид	Кристаллогидрат
K_2S_2	142,33	1,973	520; 470; 477	красновато-жёлтый	$\text{K}_2\text{S}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$
K_2S_3	174,39	2,102	292; 252; 295	жёлто-коричневый	
K_2S_4	206,46		159; 145	красно-коричневый	$\text{K}_2\text{S}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
K_2S_5	238,53	2,128	211; 206; 207	Оранжевый	$\text{K}_2\text{S}_5 \cdot \text{H}_2\text{O}$
K_2S_6	270,59	2,02	196; 197		

При кристаллизации из водных растворов полисульфиды натрия образуют кристаллогидраты: $\text{Na}_2\text{S}_2 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$; $\text{Na}_2\text{S}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$; $\text{Na}_2\text{S}_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$.

При сильном нагревании полисульфиды натрия и калия разлагаются с выделением серы:



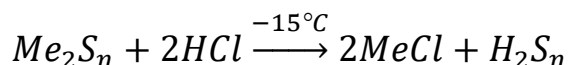
Водные растворы имеют щелочную реакцию из-за гидролиза по аниону:



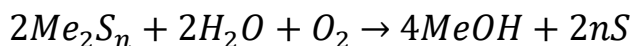
При комнатной температуре разлагаются разбавленными кислотами с выделением серы:



При низкой температуре и концентрированной кислоте удаётся получить полисульфаны:



Во влажной среде и на свету полисульфиды натрия окисляются кислородом воздуха:



Без воды реакция окисления идёт иначе:



Проведен ИКС- анализ базового реагента - сульфида натрия (проба №1) и серосодержащих реагентов (пробы №2-4). Результаты представлены на рисунках 3-7. Спектры растворов получены на ИК-Фурье спектрометре «Avatar 370 CsI» в спектральном диапазоне 4000-300 см⁻¹ от капиллярных слоёв в окнах KRS-5. Произведена автоматическая коррекция базовой линии. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P.

Проба №1. В спектре (рисунок 3) зафиксированы полосы поглощения валентных $\nu(OH)$ - 3449 см⁻¹, деформационных δHOH -1643 см⁻¹ колебаний молекулярной воды [35].

Группа $[S_2O_3]^{2-}$ - 1117, 998 см⁻¹. Группа $[CO_3]^{2-}$ - 1402 см⁻¹ [35].

Произведены замеры оптической плотности в максимуме полос поглощения, характеризующих колебания νOH , δHOH , $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона, $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона, и валентного колебания группы $[CO_3]^{2-}$. Оптическая плотность в максимумах полос поглощения, соответствующих:

валентным колебаниям воды ν OH составила 1,363; деформационным колебаниям воды δ НОН – 0,603. В максимуме полосы поглощения, характеризующей колебание $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона, при волновом числе 1117 см^{-1} оптическая плотность составила 0,026. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 998 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона составила 0,048. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения валентного колебания группы $[\text{CO}_3]^{2-}$ при волновом числе 1402 см^{-1} составила 0,117.

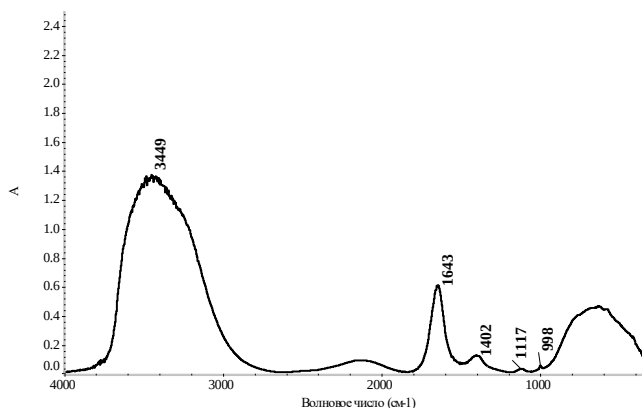


Рисунок 3 - Инфракрасный спектр раствора сульфида натрия

Проба №2. В спектре (рисунок 4) зафиксированы полосы поглощения валентных $\nu(\text{OH})$ - 3448 см^{-1} , деформационных $\delta\text{НОН}$ - 1646 см^{-1} колебаний молекулярной воды [35].

Группа $[\text{S}_2\text{O}_3]^{2-}$ - $1123, 999, 673\text{ см}^{-1}$ [35]. Полоса $\nu_2(A_1)$ тиосульфат-иона при 673 см^{-1} перекрывается с широкой полосой либрационных ν_L H_2O колебаний молекулярной воды. Группа $[\text{CO}_3]^{2-}$ - 1405 см^{-1} [35].

Произведены замеры оптической плотности в максимуме полос поглощения, характеризующих колебания ν OH, δ НОН, $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона, $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона, $\nu_2(A_1)$ тиосульфат-иона и валентного колебания группы $[\text{CO}_3]^{2-}$. Оптическая плотность в максимумах полос поглощения, соответствующих: валентным колебаниям воды ν OH составила 1,880; деформационным колебаниям воды δ НОН – 0,652. В максимуме полосы поглощения, характеризующей колебание $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона, при волновом числе 1123 см^{-1} оптическая плотность составила 0,519. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 999 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона составила 0,592. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 673 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_2(A_1)$ тиосульфат-иона составила 0,616. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения валентного колебания группы $[\text{CO}_3]^{2-}$ при волновом числе 1405 см^{-1} составила 0,064.

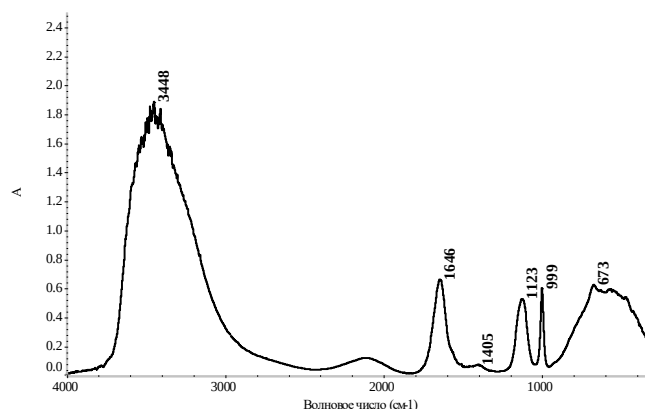


Рисунок 4 - Инфракрасный спектр раствора полисульфида

Проба №3. В спектре (рисунок 5) зафиксированы полосы поглощения валентных $\nu(\text{OH})$ - 3433 см^{-1} , деформационных $\delta\text{НОН}$ - 1640 см^{-1} колебаний молекулярной воды [35].

Группа $[\text{S}_2\text{O}_3]^{2-}$ - $1121, 997, 675 \text{ см}^{-1}$ [35]. Полоса $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона при 675 см^{-1} перекрывается с широкой полосой либрационных $\nu_{\text{L}} \text{H}_2\text{O}$ колебаний молекулярной воды. Группа $[\text{CO}_3]^{2-}$ - 1420 см^{-1} [35].

Произведены замеры оптической плотности в максимуме полос поглощения, характеризующих колебания $\nu \text{ OH}$, $\delta \text{ НОН}$, $\nu_4(\text{E})$ тиосульфат-иона, $\nu_1(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона, $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона и валентного колебания группы $[\text{CO}_3]^{2-}$ (рис.6). Оптическая плотность в максимумах полос поглощения, соответствующих: валентным колебаниям воды $\nu \text{ OH}$ составила 2,036; деформационным колебаниям воды $\delta \text{ НОН}$ – 0,776. В максимуме полосы поглощения, характеризующей колебание $\nu_4(\text{E})$ тиосульфат-иона, при волновом числе 1121 см^{-1} оптическая плотность составила 0,513. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 997 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_1(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона составила 0,626. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 675 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона составила 0,665. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения валентного колебания группы $[\text{CO}_3]^{2-}$ при волновом числе 1420 см^{-1} составила 0,070.

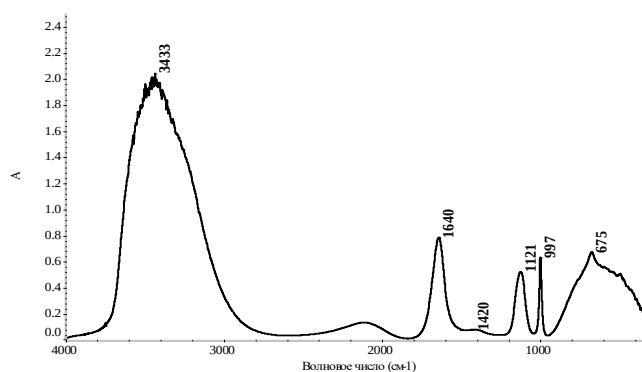


Рисунок 5 - Инфракрасный спектр раствора полисульфида

Проба №4. В спектре (рисунок 6) зафиксированы полосы поглощения валентных $\nu(\text{OH})$ - 3435 см^{-1} , деформационных δHOH - 1640 см^{-1} колебаний молекулярной воды [35].

Группа $[\text{S}_2\text{O}_3]^{2-}$ - $1119, 998, 671 \text{ см}^{-1}$ [35]. Полоса $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона при 671 см^{-1} перекрывается с широкой полосой либрационных $\nu_{\text{L}} \text{H}_2\text{O}$ колебаний молекулярной воды [35].

Произведены замеры оптической плотности в максимуме полос поглощения, характеризующих колебания νOH , δHOH , $\nu_4(\text{E})$ тиосульфат-иона, $\nu_1(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона, $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона (рис.8). Оптическая плотность в максимумах полос поглощения, соответствующих: валентным колебаниям воды νOH составила 1,489; деформационным колебаниям воды δHOH – 0,742. В максимуме полосы поглощения, характеризующей колебание $\nu_4(\text{E})$ тиосульфат-иона, при волновом числе 1119 см^{-1} оптическая плотность составила 0,258. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 998 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_1(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона составила 0,271. Оптическая плотность в максимуме полосы поглощения при волновом числе 671 см^{-1} , характеризующей колебание $\nu_2(\text{A}_1)$ тиосульфат-иона составила 0,529.

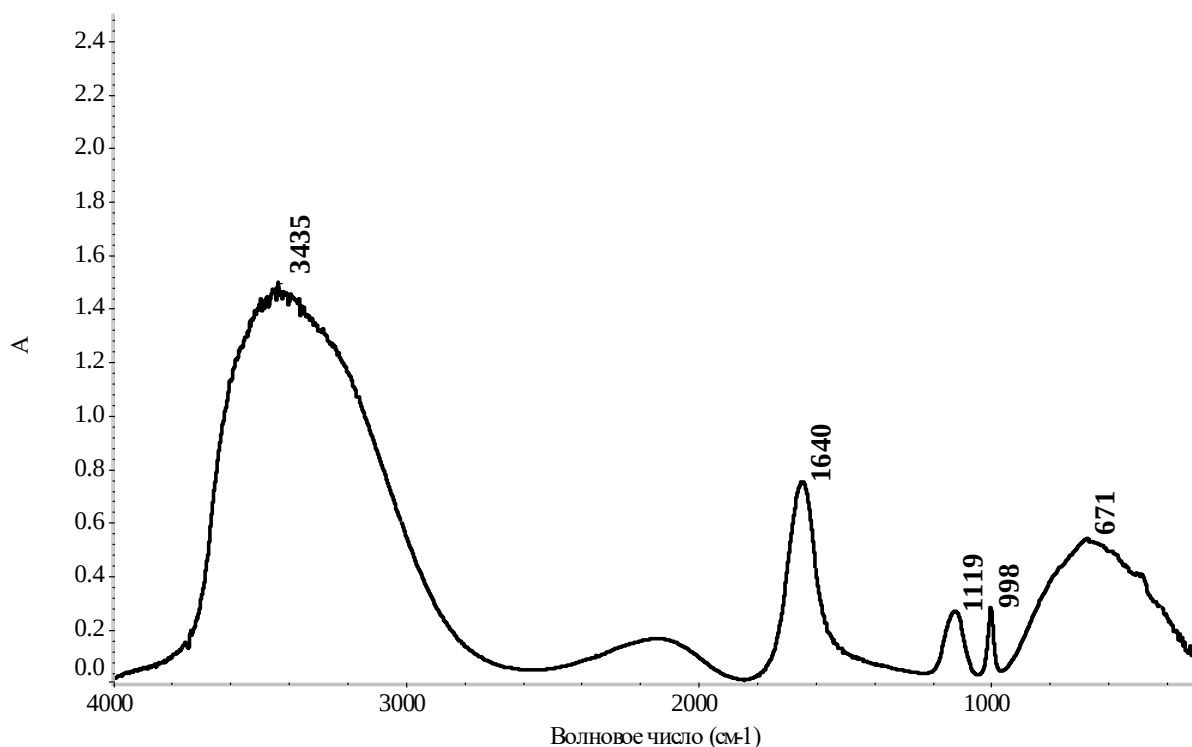


Рисунок 6 - Инфракрасный спектр раствора полисульфида кальция

На рисунке 7 представлен сравнительный анализ проб №1-№4.

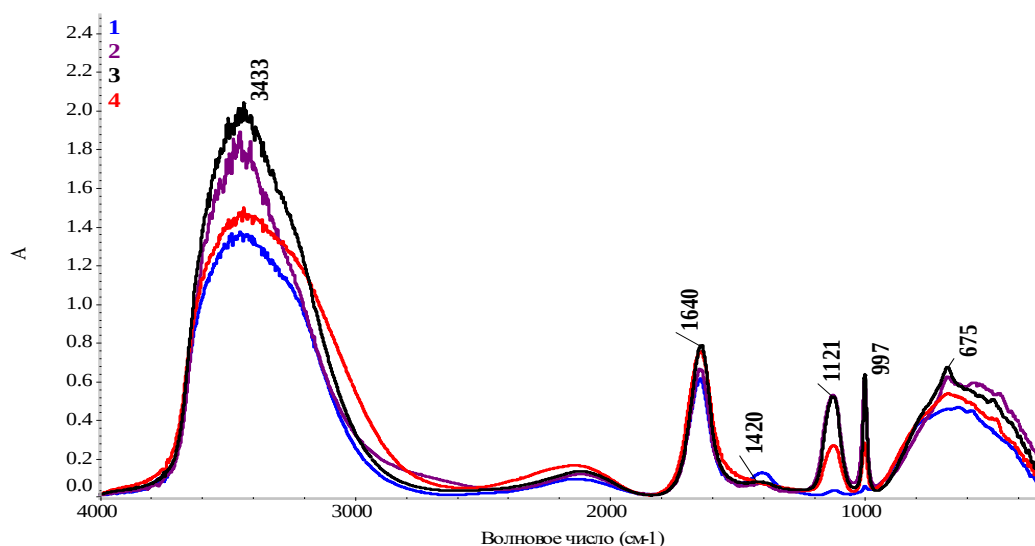


Рисунок 7 - Инфракрасный спектр растворов сульфида натрия и полисульфидов

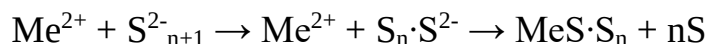
Сравнительный анализ показывает:

- в результате исследования методом ИК-Фурье спектроскопии установлено присутствие в растворах ионов $S_2O_3^{2-}$, CO_3^{2-} ;
- наблюдаются самые высокие и близкие значения высоты пиков полос поглощения колебаний тиосульфат-иона для растворов №2 и №3:
 - $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона №2 (0,519), №3 (0,513);
 - $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона №2 (0,592), №3 (0,626).
- в спектрах растворов №4 и №1 наблюдается резкое снижение интенсивности пиков полос поглощения колебаний тиосульфат-иона:
 - $\nu_4(E)$ тиосульфат-иона №4 (0,258), №1 (0,026);
 - $\nu_1(A_1)$ тиосульфат-иона №4 (0,271), №1 (0,048).
- в спектрах растворов №1, №2, №3 зафиксировано присутствие группы CO_3^{2-} . Наиболее высокое значение оптической плотности в максимуме полосы поглощения при волновом числе 1402 см^{-1} , соответствующей валентному колебанию ν_3 группы $[CO_3]^{2-}$ отмечено в спектре пробы № 1 (0,117). В спектрах растворов №2 и №3 наблюдаются близкие значения оптической плотности в максимуме полосы поглощения валентного колебания группы $[CO_3]^{2-}$:
 - №2 - 0,064 при волновом числе 1405 см^{-1} .
 - №3 - 0,070 при волновом числе 1420 см^{-1} .
- варьирование значений интенсивностей присутствующих ионов наряду со снижением интенсивности полосы поглощения валентных колебаний $\nu(OH)$ в ряду растворов: №3 (2,036), №2 (1,880), №4 (1,489), №1 (1,363) свидетельствуют о различном солевом фоне исследуемых растворов.

Был проведен рентгенофазовый анализ базового сульфидизатора Na_2S и полисульфидов металлов, результаты представлены на рисунке 8. Результаты рентгенофазового анализа образцов показывает, что в отличие

от базового сульфидизатора полисульфиды содержат значительное количество октасеры S_8 (25,0-44,7-56,9 %), а остальная часть представлена в основном дисульфидами.

Полисульфиды являются неустойчивыми соединениями и в процессе сульфидизации разлагаются на сульфиды металла и элементарную серу. Тогда в процессе сульфидизации участвуют два сульфидизатора – сульфидная сера сульфида металла и элементарная сера. Полисульфиды в химических взаимодействиях можно рассматривать, как моносульфид, к которому присоединены дополнительные атомы серы:



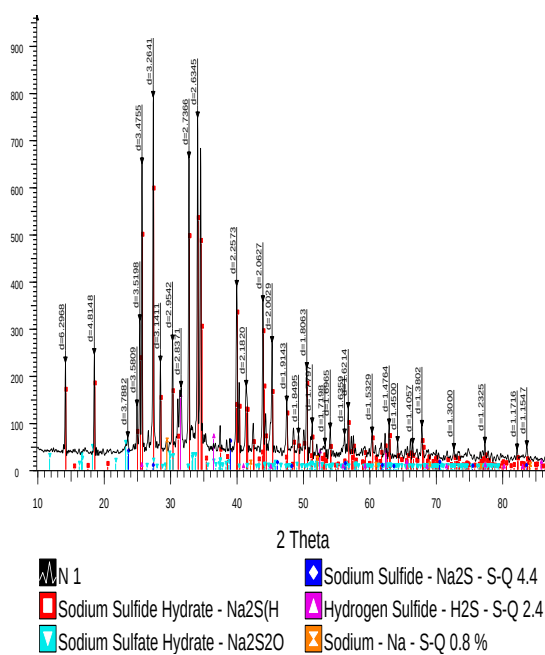
Процесс сульфидизации при перемешивании с сульфидизатором разной концентрации показывает, что увеличение концентрации сульфидизатора способствует повышению степени сульфидизации. Степень сульфидизации также возрастает с повышением температуры процесса. При малых концентрациях сульфидизатора (сульфида натрия и полисульфидов) 3% наблюдается развитие процесса окисления образовавшегося сульфида свинца, т.е. увеличение продолжительности процесса снижает процесс сульфидизации церрусита.

Выводы

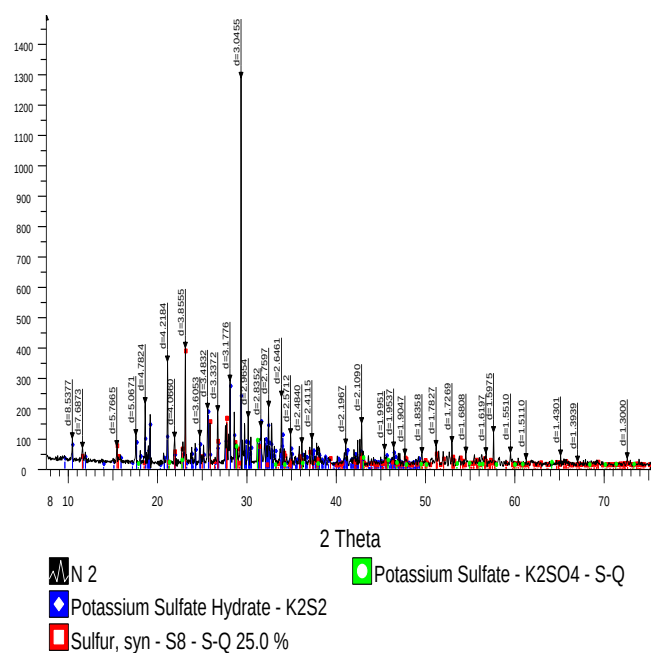
Изучены физико-химические свойства экологически безопасных серосодержащих реагентов, представленные в виде полисульфида натрия, калия, кальция. Проведен ИКС-анализ растворов полисульфидов, который показал наличие тиосульфат- и карбонат-ионов $S_2O_3^{2-}$, CO_3^{2-} .

Был проведен рентгенофазовый анализ базового сульфидизатора Na_2S и полисульфидов металлов. Результаты рентгенофазового анализа образцов показывает, что в отличие от базового сульфидизатора полисульфиды содержат значительное количество октасеры S_8 (25,0-44,7-56,9 %), а остальная часть представлена в основном дисульфидами.

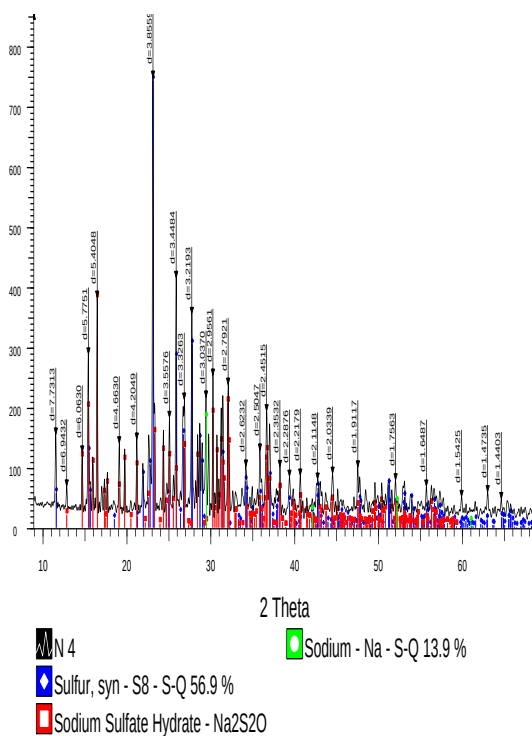
Установлено, что полисульфиды являются неустойчивыми соединениями и в процессе сульфидизации разлагаются на сульфиды металла и элементарную серу. Тогда в процессе сульфидизации участвуют два сульфидизатора – сульфидная сера сульфида металла и элементарная сера.



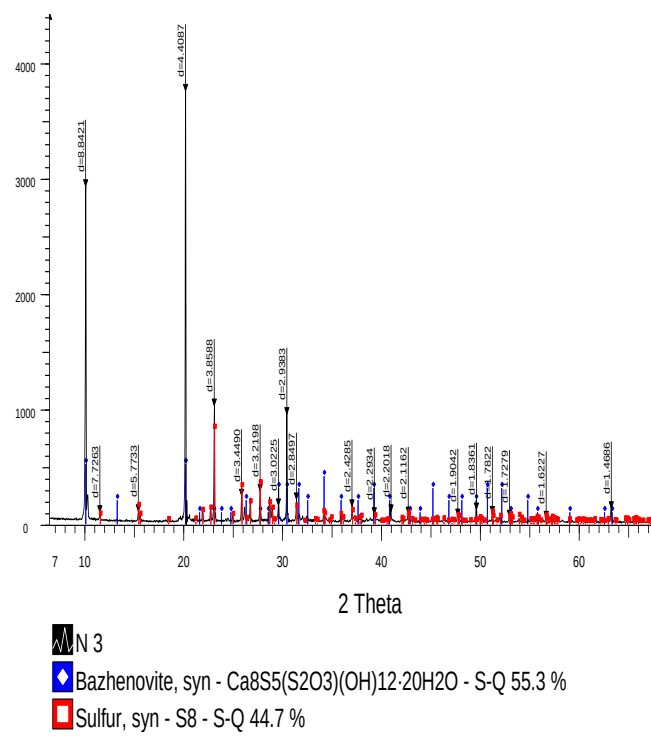
1



2



3



4

1 - базовый сульфидизатор; 2 - полисульфид натрия; полисульфид калия; полисульфид кальция

Рисунок 8 - Рентгенограмма базового сульфидизатора и полисульфидов

3 Применение экологически безопасных серосодержащих реагентов для эффективного обогащения полиметаллических руд

3.1. Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения

Риддер-Сокольное месторождение полиметаллических руд расположено в Восточно-Казахстанской области. Оруднение Риддер-Сокольного месторождения локализуется на четырех стратиграфических уровнях. Состав руд первого уровня оруднения - преимущественно полиметаллический с высоким содержанием золота и серебра, второго уровня - медные, медно-цинковые руды (залежи Центральная, Риддерская, Победа). В северной части и на северо-восточном фланге месторождения скважинами вскрыты руды третьего уровня оруднения, где по составу преобладает существенно цинковый тип оруднения, но выделяются также медные, медно-цинковые, свинцово-цинковые руды. В составе четвертого уровня оруднения (в основном - прожилковый, реже - вкрапленный, гнездовый) выделяются полиметаллические, медно-цинковые и свинцово-цинковые руды.

Для исследований представлена проба полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения. Изучен минеральный и гранулометрический состав руды. Подготовка технологической пробы руды исследуемого месторождения включала в себя дробление руды на лабораторной щековой дробилке, подготовка проб руды на различные виды анализа, разделку пробы руды на навески для флотационных опытов. На данной пробе руды были сделаны минералогический, химический, спектральный, рентгенофазовый и рентгенофлуоресцентный анализы.

Для проведения исследований была использована технологическая проба руды Риддер-Сокольного месторождения в которой, по результатам химического анализа, содержание меди составило 0,19 %, свинца - 0,20 %, цинка 0,46 %, железа – 2,23 %, золота 1,79 г/т, серебра 5,46 г/т.

Спектр исходной руды (рисунок 9) получен на ИК-Фурье спектрометре «Avatar 370», в спектральном диапазоне 4000-250 см⁻¹ от препарата в виде суспензии на вазелиновом масле в окнах KRS-5. В качестве спектра сравнения снят спектр вазелинового масла. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P.

Результаты показывают, что спектр содержит кварц - 1166, 1086, 798, 778, 694, 510, 467, 397, 370 см⁻¹; мусковит $KAl_2[(OH,F)_2AlSi_3O_{10}]$ – 3626, 1036 см⁻¹; карбонат типа кальцита $CaCO_3$ – 1791, 1425, 881п см⁻¹; сфалерит ZnS – 293 см⁻¹; гидрослюда - 3564, 3429 см⁻¹ [35-39].

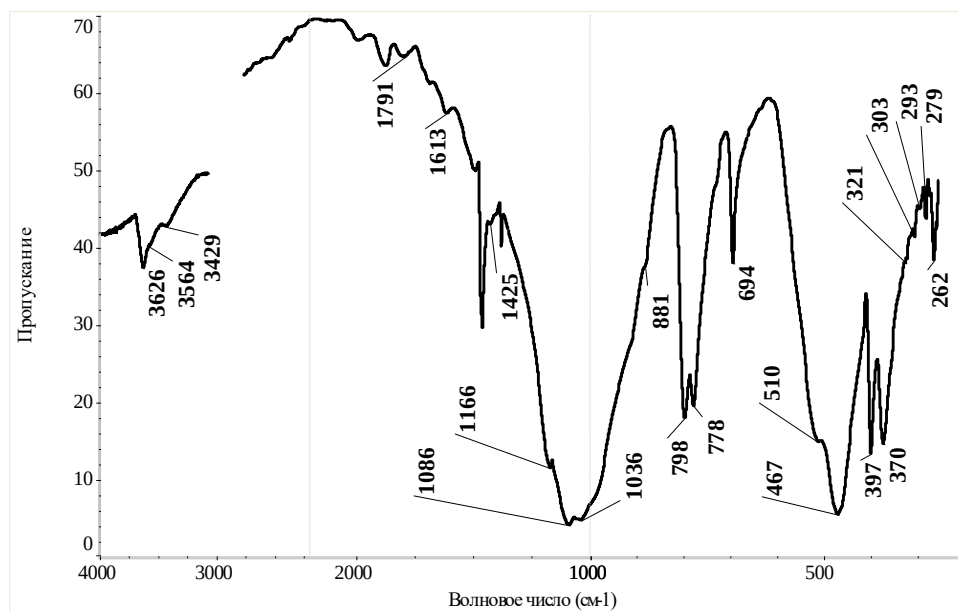


Рисунок 9 - Инфракрасный спектр исходной руды Риддер-Сокольного месторождения

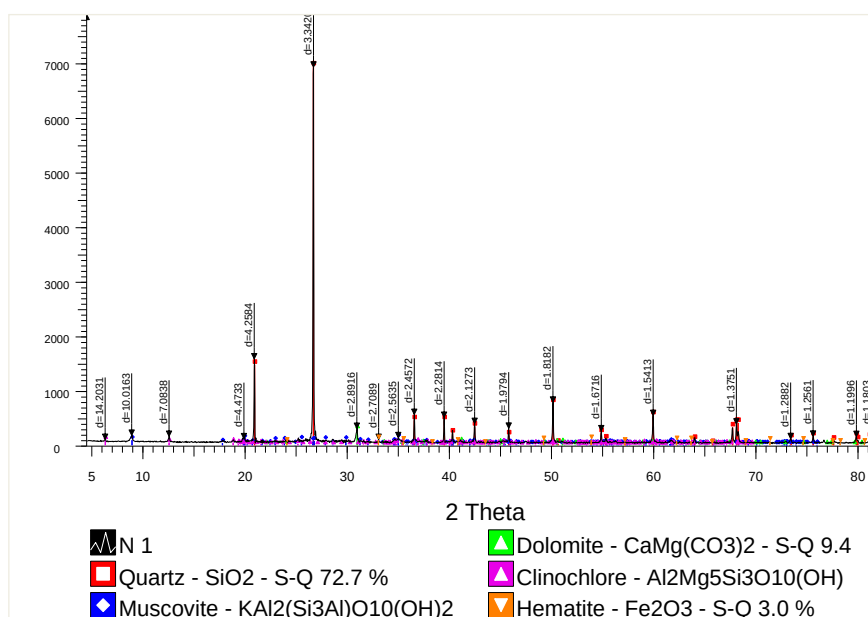


Рисунок 10 - Рентгенофазовый анализ исходной руды Риддер-Сокольного месторождения

По результатам рентгенофазового анализа (рисунок 1) основную часть породообразующих минералов в исходной руде составляют кварц и алюмосиликаты.

Рентгенофлуоресцентный анализ проводился на рентгенофлуоресцентном спектрометре с волновой дисперсией Venus 200 PANalytical B.V. (PANalytical B.V., Голландия). Результаты анализа представлены в таблице 3.

Таблица 3 - Результаты рентгенофлуоресцентного анализа исходной руды Риддер-Сокольного месторождения

Составная формула	Концентрация	Состояние	Составная формула	Концентрация	Состояние
O	47,545	BgC, DC	Cr	0,019	BgC, DC
Na	0,036	BgC, DC, LoR	Mn	0,084	BgC, DC
Mg	1,344	BgC, DC	Fe	1,522	BgC, DC, LoR
Al	4,549	BgC, DC	Ni	0,006	BgC, DC
Si	29,527	BgC, DC	Cu	0,121	BgC, DC
P	0,031	BgC, DC	Zn	0,274	BgC, DC
S	0,502	BgC, DC	Rb	0,006	BgC, DC
Cl	0,010	BgC, DC	Sr	0,005	BgC, DC
K	1,231	BgC, DC	Zr	0,009	BgC, DC
Ca	1,177	BgC, DC	Ba	0,249	BgC, DC
Ti	0,146	BgC, DC	Pb	0,103	BgC, DC

Для определения гранулометрического состава руды Риддер-Сокольного месторождения проводился ситовой анализ. Для отсева использовали набор проволочных сит с квадратными отверстиями, соответствующими стандартной шкале. В таблице 4 приведены результаты гранулометрического анализа дробленой руды Риддер-Сокольного месторождения и распределение полезных компонентов по классам крупности.

Таблица 4 – Результаты гранулометрического анализа дробленой руды Риддер-Сокольного месторождения

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
+1,6	2,59	0,08	0,09	0,27	2,49	1,14	1,03	3,02	1,27
-1,6+1	5,78	0,06	0,14	0,31	2,88	1,91	3,58	7,80	1,89
-1+0,5	30,12	0,11	0,16	0,4	1,87	18,27	21,34	26,38	19,74
-0,5+0,2	28,01	0,15	0,24	0,45	1,99	23,17	29,77	26,10	20,65
-0,2+0,1	12,33	0,25	0,29	0,49	2,03	17,00	15,84	11,72	16,16
-0,1+0,071	15,02	0,26	0,19	0,59	2,11	21,54	12,64	14,84	22,15
-0,071+0	6,15	0,50	0,58	0,85	3,52	16,96	15,80	10,14	18,14
Исход. руда	100	0,18	0,23	0,47	2,14	100,0	100,0	100,0	100,0

Для определения гранулометрического состава измельченной руды Риддер-Сокольного месторождения проведен дисперсионный анализ, результаты которого представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты дисперсионного анализа руды Риддер-Сокольного месторождения, измельченной до 98 % класса -0,071 мм

Классы крупности, мкм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
-10+0	44,01	0,12	0,15	0,36	2,29	31,81	35,54	35,64	45,07
-20+10	20,13	0,16	0,12	0,37	2,31	19,40	13,01	16,75	20,79
-30+20	9,98	0,14	0,11	0,41	2,17	8,42	5,91	9,20	9,68
-40+30	11,04	0,15	0,14	0,52	2,11	9,97	8,32	12,91	10,42
-50+40	2,42	0,21	0,21	0,49	2,28	3,06	2,74	2,67	2,47
-60+50	4,87	0,25	0,23	0,61	0,52	7,33	6,03	6,68	1,13
-71+60	7,55	0,44	0,7	0,95	3,09	20,01	28,45	16,13	10,43
Исход. руда	100	0,17	0,19	0,44	2,24	100	100	100	100

Результаты дисперсионного анализа измельченной руды Риддер-Сокольного месторождения (таблица 5) показывают, что большая часть полезных компонентов – 69,60 % меди, 62,78 % свинца, 74,51 % цинка сосредоточена во фракции 0-40 мкм.

Изучена кинетика измельчения руды Риддер-Сокольного месторождения. Зависимость измельчаемости руды (по классу -0,071 мм) от времени измельчения представлена на рисунке 11.

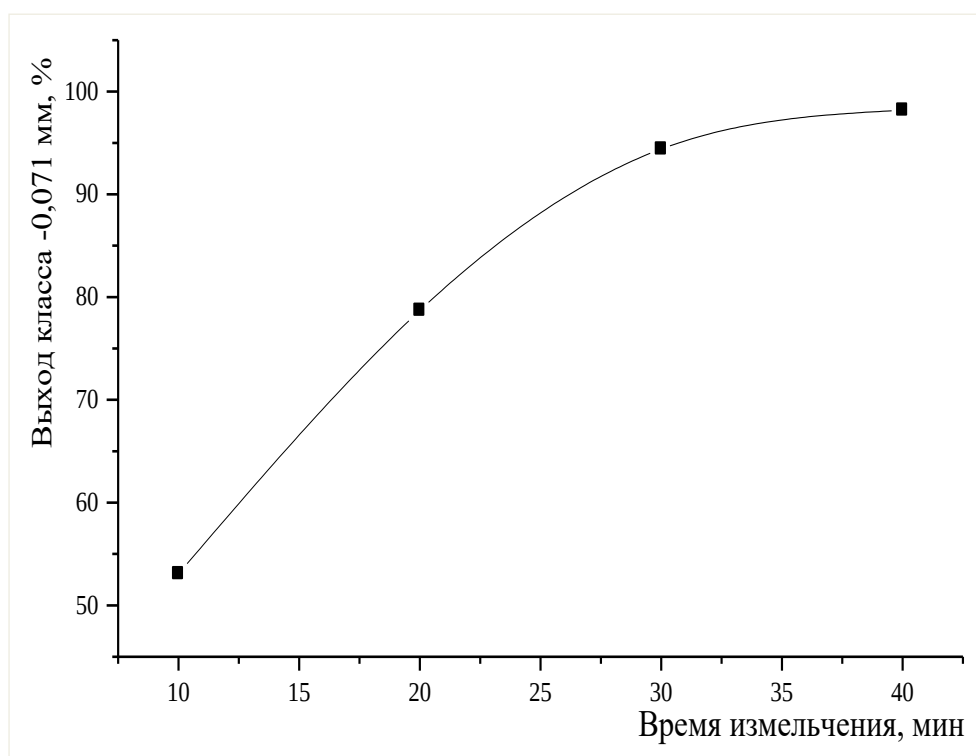


Рисунок 11 - Зависимость измельчаемости руды по классу -0,071 мм от времени измельчения

3.1.1 Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов

Проведены исследования по отработке реагентного режима флотации руды Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов. Принята коллективная схема флотации руды с получением коллективного концентрата. Оработан режим измельчения исходной руды перед коллективной флотацией, выбраны оптимальные расходы базового собирателя и пенообразователя Т-92.

Предварительно руду Риддер-Сокольного месторождения дробили на лабораторных щековой и валковой дробилках до крупности -2,5+0 мм, затем измельчали в лабораторной шаровой мельнице. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ – 1 и ФМЛ – 2. Навеска руды для опыта составляла 1000 г.

Схема коллективной флотации руды Риддер-Сокольного месторождения включала в себя основную коллективную флотацию, контрольную флотацию и две перечистки коллективного концентрата. Схема флотации руды Риддер-Сокольного месторождения представлена на рисунке 12.

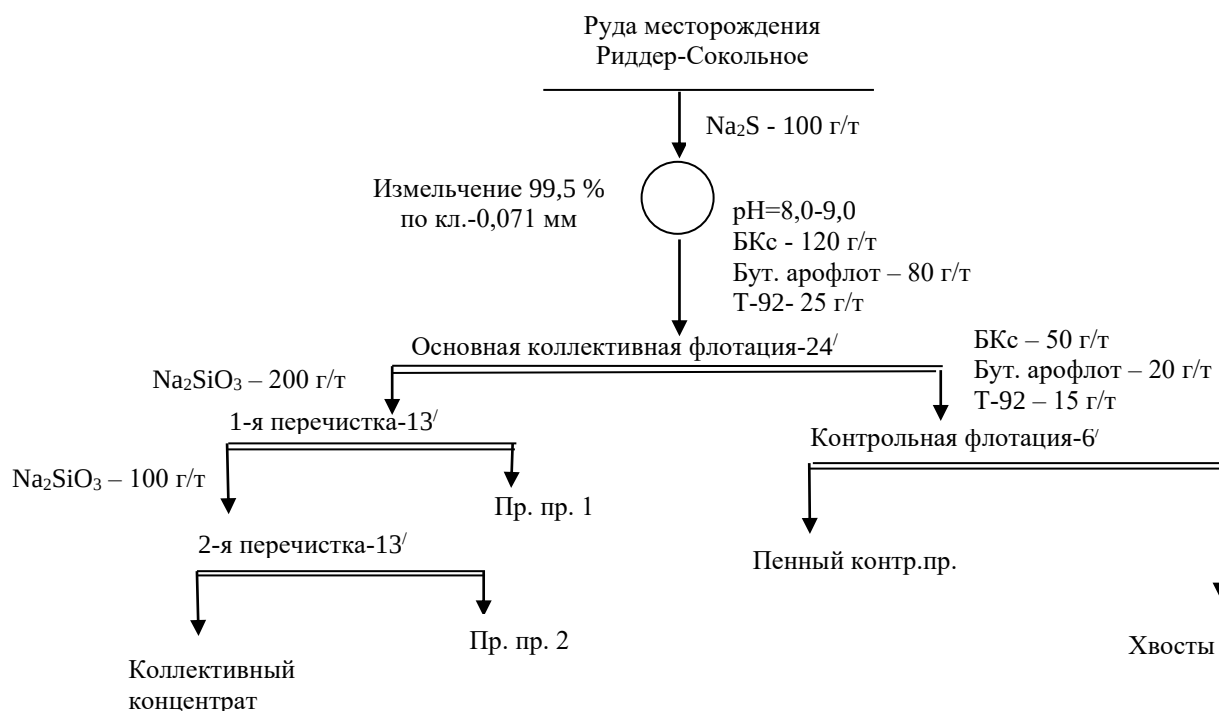


Рисунок 12 - Схема флотации руды Риддер-Сокольного месторождения

Проведены опыты по установлению оптимального режима измельчения и реагентного режима, необходимого для получения

коллективного концентрата. По результатам дисперсионного анализа большая часть полезных компонентов сосредоточена во фракции 0-40 мкм, но тем не менее измельчение проводили до крупности менее 71 микрон. Коллективную флотацию проводили при pH 8,0-9,0. При проведении основной коллективной и контрольной флотациях использовали в качестве собирателя – бутиловый ксантогенат и аэрофлот; в качестве вспенивателя – Т-92. В перемешивании подавали жидкое стекло для депрессии минералов пустой породы.

При подборе оптимального режима измельчения степень измельчения варьировали от 95,0 до 99,9 % класса -0,071 мм. Расход реагентов при подборе оптимального режима следующий: общий расход собирателя в основную и контрольную флотации составлял 270 г/т (170 г/т бутиловый ксантогенат и 100 г/т бутиловый аэрофлот); расход пенообразователя Т-92 – 20 г/т; расход жидкого стекла – 300 г/т. Результаты опытов по подбору оптимального режима измельчения приведены в таблице 6.

Результаты таблицы 6 показывают, что оптимальной степенью измельчения является 99,5 % по классу -0,071 мм. При этом получен коллективный концентрат, содержащий 3,88 % меди при извлечении 76,98 %; 4,4 % свинца при извлечении 75,64 %; 8,81 % цинка при извлечении 68,35 %; 18,8 % железа; 28,8 г/т золота при извлечении 60,03 %; 91 г/т серебра при извлечении 48,06 %.

Далее при оптимальном измельчении руды 99,5 % класса -0,071 мм проведены исследования по отработке коллективной флотации руды при различном расходе собирателя. В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия и бутиловый аэрофлот. Суммарный расход их варьировался 160 - 180 - 200 - 220 г/т. При этом соотношение бутилового ксантогената (Бкс) и аэрофлота (Баэр) следующий: 100 г/т Бкс + 60 г/т Баэр; 110 г/т Бкс + 70 г/т Баэр; 120 г/т Бкс + 80 г/т Баэр; 130 г/т Бкс + Баэр.

Расход пенообразователя и жидкого стекла составил: Т-92 – 20 г/т; жидкого стекла – 300 г/т. Результаты опытов по подбору оптимального расхода собирателя в цикле коллективной флотации представлены в таблице 7.

Результаты таблицы 7 показывают, что оптимальный расход собирателя 200 г/т. При этом получен коллективный концентрат, содержащий 3,94 % меди при извлечении 91,91 %; 4,31 % свинца при извлечении 85,28 %; 8,58 % цинка при извлечении 86,02 %; 19,9 % железа; 29,9 г/т золота при извлечении 81,41 %; 93 г/т серебра при извлечении 69,28 %.

Далее при оптимальном измельчении руды 99,5 % класса -0,071 мм, оптимальном расходе собирателя 200 г/т проведены исследования по отработке коллективной флотации руды при различном расходе пенообразователя Т-92. Расход пенообразователя варьировали от 17,5 г/т до 25 г/т с шагом 2,5 г/т. Расход жидкого стекла на перемешивание составил 300 г/т.

Результаты опытов по подбору оптимального расхода пенообразователя в цикле коллективной флотации представлены в таблице 8. Результаты опытов таблицы 8 показывают, что оптимальным расходом пенообразователя Т-92 является расход 22,5 г/т.

Таблица 6 – Результаты коллективной флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном измельчении

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	3,04	3,31	3,29	4,96	13,18	22,90	80,20	59,63	54,67	36,31	17,99	40,05	41,27	Измельчение 95,0 % кл. -71 мкм
Пром. прод. 1	10,84	0,09	0,10	0,48	1,99	2,95	4,20	5,78	5,92	12,53	9,69	18,40	7,71	
Пром. прод. 2	2,62	0,07	0,20	0,61	2,86	2,85	10,10	1,09	2,86	3,85	3,36	4,30	4,48	
Пен.контр. фл.	3,09	0,06	0,16	3,13	2,34	2,74	5,70	1,10	2,70	23,29	3,25	4,87	2,98	
Хвосты	80,41	0,07	0,08	0,12	1,82	0,70	3,20	32,40	33,84	24,01	65,71	32,38	43,56	
Исход. руда	100,00	0,17	0,18	0,42	2,23	1,74	5,91	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,22	3,61	3,80	6,10	15,33	23,90	85,00	65,50	66,45	44,14	22,13	47,48	46,36	Измельчение 99,0 % кл. -71 мкм
Пром. прод. 1	12,77	0,07	0,09	0,52	2,21	2,15	3,90	5,04	6,24	14,92	12,65	16,94	8,44	
Пром. прод. 2	2,23	0,09	0,10	0,62	3,08	2,20	9,70	1,13	1,21	3,11	3,08	3,03	3,66	
Пен.контр. фл.	3,51	0,05	0,12	2,90	3,58	2,10	5,20	0,99	2,29	22,88	5,63	4,55	3,09	
Хвосты	78,27	0,06	0,06	0,09	1,61	0,58	2,90	27,34	23,80	14,95	56,50	28,01	38,45	
Исход. руда	100,00	0,18	0,18	0,44	2,23	1,62	5,90	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,25	3,88	4,40	8,81	18,80	28,80	91,00	76,98	75,64	68,35	27,98	60,03	48,06	Измельчение 99,5 % кл. -71 мкм
Пром. прод. 1	8,90	0,07	0,07	0,42	2,76	1,70	4,12	3,64	3,30	8,92	11,25	9,70	5,96	
Пром. прод. 2	5,51	0,05	0,08	0,32	3,04	1,95	8,80	1,61	2,33	4,21	7,67	6,89	7,88	
Пен.контр. фл.	2,25	0,05	0,15	0,60	2,06	1,60	8,10	0,66	1,79	3,22	2,12	2,31	2,96	
Хвосты	80,09	0,04	0,04	0,08	1,39	0,41	2,70	17,11	16,95	15,29	50,98	21,06	35,14	
Исход. руда	100,00	0,16	0,19	0,42	2,18	1,56	6,15	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	2,99	3,94	4,36	8,53	19,90	30,40	97,00	71,58	72,18	59,97	26,77	58,93	48,17	Измельчение 99,9 % кл. -71 мкм
Пром. прод. 1	9,13	0,08	0,07	0,66	2,62	1,90	4,90	4,66	3,54	14,17	10,76	11,25	7,43	
Пром. прод. 2	4,88	0,07	0,09	0,43	3,01	1,84	8,10	2,19	2,43	4,93	6,61	5,82	6,56	
Пен.контр. фл.	2,01	0,07	0,19	0,80	2,13	1,50	8,60	0,90	2,11	3,78	1,93	1,95	2,87	
Хвосты	80,99	0,04	0,04	0,09	1,48	0,42	2,60	20,67	19,73	17,14	53,93	22,05	34,97	
Исход. руда	100,00	0,16	0,18	0,43	2,22	1,54	6,02	100	100	100	100	100	100	

Таблица 7 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном расходе собирателя

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	3,18	4,32	5,01	8,91	22,00	32,20	108,00	76,74	75,15	68,61	31,09	61,83	54,19	Расход собирателя 160 г/т
Пром. прод. 1	6,04	0,08	0,08	0,43	2,82	2,00	4,90	2,70	2,28	6,29	7,57	7,29	4,67	
Пром. прод. 2	4,48	0,06	0,09	0,41	3,14	2,10	8,60	1,50	1,90	4,45	6,25	5,68	6,08	
Пен.контр.ф.л.	2,15	0,10	0,16	0,64	2,09	1,80	5,50	1,20	1,62	3,33	2,00	2,34	1,87	
Хвосты	84,15	0,04	0,05	0,09	1,42	0,45	2,50	17,86	19,05	17,32	53,10	22,86	33,19	
Исход. руда	100	0,18	0,21	0,41	2,25	1,66	6,34	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,32	4,19	4,77	8,79	21,11	31,50	99,00	85,29	79,90	75,00	32,07	67,15	57,28	Расход собирателя 180 г/т
Пром. прод. 1	7,90	0,08	0,06	0,36	2,64	1,83	5,00	3,87	2,39	7,31	9,54	9,28	6,88	
Пром. прод. 2	6,11	0,06	0,07	0,30	2,69	1,64	8,10	2,25	2,16	4,71	7,52	6,43	8,63	
Пен.контр.ф.л.	2,15	0,09	0,16	0,29	1,89	1,36	5,20	1,19	1,74	1,60	1,86	1,88	1,95	
Хвосты	80,52	0,02	0,03	0,06	1,33	0,30	1,80	7,40	13,81	11,38	49,00	15,25	25,26	
Исход. руда	100	0,16	0,20	0,39	2,19	1,56	5,74	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,96	3,94	4,31	8,58	19,90	29,90	93,00	91,91	85,28	86,02	36,66	81,41	69,28	Расход собирателя 200 г/т
Пром. прод. 1	2,40	0,06	0,05	0,29	2,60	1,60	4,60	0,85	0,60	1,76	2,90	2,64	2,08	
Пром. прод. 2	8,12	0,05	0,06	0,28	2,39	1,44	7,80	2,39	2,43	5,76	9,03	8,04	11,91	
Пен.контр.ф.л.	2,11	0,05	0,12	0,30	1,78	1,10	4,60	0,62	1,27	1,60	1,75	1,60	1,83	
Хвосты	83,41	0,01	0,03	0,02	1,28	0,11	0,95	4,23	10,42	4,86	49,66	6,31	14,91	
Исход. руда	100	0,17	0,20	0,39	2,15	1,45	5,32	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,49	3,51	3,59	8,32	17,80	25,80	82,00	91,39	85,17	85,22	37,75	80,84	69,00	Расход собирателя 220 г/т
Пром. прод. 1	2,28	0,04	0,06	0,26	2,49	1,50	4,44	0,53	0,72	1,35	2,68	2,39	1,90	
Пром. прод. 2	8,11	0,06	0,06	0,26	2,33	1,32	7,90	2,82	2,57	4,81	8,93	7,47	12,01	
Пен.контр.ф.л.	1,86	0,04	0,10	0,24	1,69	0,90	4,30	0,43	0,98	1,02	1,48	1,17	1,50	
Хвосты	83,26	0,01	0,02	0,04	1,25	0,14	1,00	4,83	10,56	7,60	49,16	8,13	15,60	
Исход. руда	100	0,17	0,19	0,44	2,12	1,43	5,34	100	100	100	100	100	100	

Таблица 8 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном расходе базового пенообразователя Т-92

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	3,39	5,1 1	4,8 9	9,8 9	21,9 8	35,0 0	134,0 0	84,5 1	82,1 4	84,9 7	33,6 0	78,2 3	73,9 8	Расход пенообразователя 17,5 г/т
Пром. прод. 1	2,11	0,0 6	0,0 5	0,2 2	2,60	1,50	4,10	0,62	0,52	1,18	2,47	2,09	1,41	
Пром. прод. 2	7,43	0,0 5	0,0 7	0,2 0	2,47	1,30	5,10	1,81	2,58	3,77	8,28	6,37	6,17	
Пен.контр. фл.	2,16	0,0 6	0,2 0	0,2 7	1,70	0,70	2,50	0,63	2,14	1,48	1,66	1,00	0,88	
Хвосты	84,91	0,0 3	0,0 3	0,0 4	1,41	0,22	1,27	12,4 3	12,6 2	8,61	53,9 9	12,3 2	17,5 6	
Исход. руда	100,0 0	0,2 0	0,2 0	0,3 9	2,22	1,52	6,14	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,97	4,5 1	4,6 3	9,5 1	21,5 5	32,0 0	128,0 0	92,6 3	85,4 1	86,2 1	37,4 8	82,5 6	79,7 5	Расход пенообразователя 20,0 г/т
Пром. прод. 1	2,47	0,0 6	0,0 5	0,2 1	2,50	1,27	3,90	0,77	0,57	1,18	2,71	2,04	1,51	
Пром. прод. 2	8,24	0,0 4	0,0 6	0,2 1	2,45	1,08	4,60	1,71	2,30	3,95	8,84	5,78	5,95	
Пен.контр. фл.	2,36	0,0 5	0,1 2	0,2 0	1,85	1,00	2,20	0,61	1,32	1,08	1,91	1,53	0,81	
Хвосты	82,96	0,0 1	0,0 3	0,0 4	1,35	0,15	0,92	4,29	10,4 1	7,58	49,0 6	8,09	11,9 8	
Исход. руда	100,0 0	0,1 9	0,2 2	0,4 4	2,28	1,54	6,37	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,05	3,9 9	4,4 5	8,9 9	20,7 1	30,1 0	121,0 0	92,9 6	88,2 1	90,1 0	40,0 9	83,0 7	80,1 0	Расход пенообразователя 22,5 г/т
Пром. прод. 1	2,38	0,0 5	0,0 5	0,2 4	2,47	1,40	3,60	0,68	0,58	1,41	2,81	2,27	1,40	
Пром. прод. 2	8,10	0,0 3	0,0 6	0,2 2	2,14	1,20	6,10	1,40	2,38	4,41	8,29	6,62	8,08	
Пен.контр. фл.	1,98	0,0 3	0,1 1	0,2 0	1,82	0,90	2,90	0,34	1,07	0,98	1,72	1,21	0,94	
Хвосты	83,49	0,0 1	0,0 2	0,0 2	1,18	0,12	0,70	4,61	7,76	3,10	47,0 9	6,83	9,48	
Исход. руда	100	0,1 7	0,2 0	0,4 0	2,09	1,47	6,12	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,19	3,6 5	4,1 8	8,5 4	19,8 7	26,8 6	99,00	92,2 9	83,9 4	87,1 9	40,0 4	78,8 1	76,2 1	Расход пенообразователя 25,0 г/т
Пром. прод. 1	2,41	0,0 6	0,0 4	0,2 8	2,64	1,60	3,90	0,87	0,46	1,64	3,06	2,70	1,73	
Пром. прод. 2	7,88	0,0 3	0,0 5	0,2 4	2,37	1,47	6,50	1,43	1,89	4,61	8,98	8,11	9,41	
Пен.контр. фл.	2,10	0,0 3	0,1 7	0,2 1	1,77	1,10	3,00	0,38	1,71	1,07	1,79	1,62	1,16	
Хвосты	83,42	0,0 1	0,0 3	0,0 3	1,15	0,15	0,75	5,03	11,9 9	5,49	46,1 3	8,76	11,4 9	
Исход. руда	100,0 0	0,1 7	0,2 1	0,4 1	2,08	1,43	5,44	100	100	100	100	100	100	

Таким образом, установлен оптимальный базовый режим: оптимальное измельчение 99,5 % класса -0,071 мм; оптимальный расход базовых реагентов: БКс - 200 г/т, Т-92 - 22,5 г/т. При оптимальном базовом режиме получен коллективный концентрат, содержащий 3,99 % меди при извлечении 92,96 %; 4,45 % свинца при извлечении 88,21 %; 8,99 % цинка при извлечении 90,1 %; 20,71 % железа; 30,1 г/т золота при извлечении 83,07 %; 121,0 г/т серебра при извлечении 80,1 %.

Далее с целью исключения из процесса флотационного обогащения полиметаллических руд токсичного сульфидизатора - сульфида натрия предлагается использование полисульфидов щелочных и щелочноземельного металла в качестве сульфидизатора.

3.1.2 Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения с применением экологически безопасных серосодержащих реагентов

Проведена отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов. В качестве серосодержащих реагентов использовали полисульфиды щелочных и щелочноземельных металлов.

Проведены исследования по возможности замены токсичного реагента сульфидизатора - сульфида натрия на менее токсичные реагенты полисульфиды. Опыты проведены на руде Риддер-Сокольного месторождения. Схема и реагентный режим флотации аналогичны базовому режиму (рисунок 4). Отличие от базового режима замена сульфидизатора сульфида натрия на полисульфиды, которые подаются на стадии измельчения.

Опыты проведены при различных расходах сульфидизатора: 70, 80, 90, 100, 110, 120 г/т в зависимости от вида сульфидизатора. Результаты опытов по подбору оптимального расхода полисульфидов приведены в таблицах 9-11 (результаты подбора оптимального расхода натрия приведены в таблице 9; оптимального расхода полисульфида калия - в таблице 10; оптимального расхода полисульфида кальция - в таблице 11).

Результаты испытаний (таблицы 9-11) показывают, что оптимальным расходом полисульфидов натрия является расход 90 г/т; калия - расход 80 г/т, а полисульфида кальция - 100 г/т. При этом получены:

- при расходе 90 г/т полисульфида натрия коллективный концентрат, содержащий 3,81 % меди при извлечении 923,84 %; 4,21 % свинца при извлечении 88,12 %; 9,41 % цинка при извлечении 90,07 %; 20,44 % железа; 30,74 г/т золота при извлечении 82,61 %; 130,0 г/т серебра при извлечении 80,56 %;

- при расходе 80 г/т полисульфида калия коллективный концентрат, содержащий 3,86 % меди при извлечении 923,86 %; 4,31 % свинца при извлечении 88,28 %; 8,93 % цинка при извлечении 90,02 %; 20,51 % железа; 29,4 г/т золота при извлечении 83,34 %; 121,9 г/т серебра при извлечении 79,96 %;

- при расходе 100 г/т полисульфида кальция коллективный концентрат, содержащий 3,88 % меди при извлечении 92,70 %; 4,2,8 % свинца при извлечении 88,24 %; 8,87 % цинка при извлечении 90,42 %; 20,37 % железа; 29,2 г/т золота при извлечении 82,94 %; 115,6 г/т серебра при извлечении 79,98 %.

Под сульфидизацией понимается процесс взаимодействия окисленных минералов с сернистым натрием или другими реагентами, отдающими в раствор сернистые или гидросернистые ионы, в результате которого на поверхности сульфидизируемых минералов образуется преимущественно сульфидная пленка (на медных минералах CuS , свинцовых минералах PbS , цинковых ZnS). В результате этого процесса, с одной стороны, происходит гидрофобизация поверхности окисленного минерала за счет ее перехода в сульфидную, а с другой стороны — облегчается и ускоряется процесс последующего взаимодействия собирателя (анионного и катионного) с сульфидизированным минералом. Решающую роль в процессе сульфидизации окисленных минералов играют гидросульфидные ионы и ионы двухвалентной серы. Известно, что константа гидролиза соли, образованной слабой кислотой и сильным основанием, при данной температуре зависит от константы диссоциации, образующейся в результате гидролиза кислоты. Чем меньше константа диссоциации, тем больше константа гидролиза, т. е. тем сильнее соль подвергается гидролитическому разложению. Во всех рассмотренных примерах, как показано выше, в результате гидролиза солей образуется слабодиссоциированная сероводородная кислота. Следовательно, с этой точки зрения все испытанные соли равнозначны и обладают высокой степенью гидролиза. Однако в силу неодинаковой степени диссоциации и неодинаковой растворимости образующихся в результате гидролиза оснований степень и глубина гидролиза у испытанных солей количественно отличаются друг от друга.

В ряду KOH , NaOH , Ba(OH)_2 , Ca(OH)_2 растворимость и степень диссоциации уменьшаются от первого к последнему [12]. Очевидно, снижением количества активных гидросернистых ионов в растворе и объясняется ослабление сульфидизирующего действия реагентов в ряду K_2S , Na_2S , BaS , CaS . При использовании полисульфида кальция образуются трудно растворимые карбонаты кальция, препятствующие сульфидизации.

Результаты показывают, что сульфидизирующая способность реагентов повышается в ряду $\text{CaS}_n \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_n \rightarrow \text{K}_2\text{S}_n$.

Анализ результатов показывает, что полисульфиды щелочных и щелочноземельных металлов позволяют заменить базовый сульфидизатор

сульфид натрия с сохранением технологических показателей флотационного обогащения.

Таблица 9 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном расходе полисульфида натрия в качестве сульфидизатора

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	4,05	3,9 9	4,4 5	8,9 9	20,7 1	30,1 0	121,0 0	92,9 6	88,2 1	90,1 0	40,0 9	83,0 7	80,1 0	Базовый режим Na ₂ S - 100 г/т
Пром. прод. 1	2,38	0,0 5	0,0 5	0,2 4	2,47	1,40	3,60	0,68	0,58	1,41	2,81	2,27	1,40	
Пром. прод. 2	8,10	0,0 3	0,0 6	0,2 2	2,14	1,20	6,10	1,40	2,38	4,41	8,29	6,62	8,08	
Пен.контр.ф л.	1,98	0,0 3	0,1 1	0,2 0	1,82	0,90	2,90	0,34	1,07	0,98	1,72	1,21	0,94	
Хвосты	83,49	0,0 1	0,0 2	0,0 2	1,18	0,12	0,70	4,61	7,76	3,10	47,0 9	6,83	9,48	
Исход. руда	100	0,1 7	0,2 0	0,4 0	2,09	1,47	6,12	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,94	4,2 2	4,5 1	9,6 4	21,1 0	34,1 0	126,1 0	88,0 5	88,0 3	88,0 9	38,8 4	81,8 3	76,3 2	Расход NaS _n 80 г/т
Пром. прод. 1	2,57	0,0 2	0,0 6	0,2 6	2,50	1,20	4,20	0,22	0,81	1,55	3,00	1,88	1,66	
Пром. прод. 2	8,20	0,0 2	0,0 6	0,2 4	2,45	1,10	6,60	0,74	2,60	4,56	9,39	5,49	8,31	
Пен.контр.ф л.	1,88	0,0 4	0,1 2	0,2 2	1,85	1,00	3,10	0,40	1,12	0,96	1,62	1,15	0,90	
Хвосты	83,41	0,0 2	0,0 2	0,0 3	1,21	0,19	1,00	10,6 0	7,44	4,84	47,1 5	9,65	12,8 1	
Исход. руда	100,0 0	0,1 9	0,2 0	0,4 3	2,14	1,64	6,51	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,11	3,8 1	4,2 1	9,4 1	20,4 4	30,7 4	130,0 0	92,8 4	88,1 2	90,0 7	39,6 2	82,6 1	80,5 6	Расход NaS _n 90 г/т
Пром. прод. 1	2,60	0,0 2	0,0 5	0,2 2	2,27	1,60	4,10	0,31	0,66	1,33	2,78	2,72	1,61	
Пром. прод. 2	8,26	0,0 2	0,0 5	0,2 0	2,11	1,30	5,60	0,98	2,10	3,85	8,22	7,02	6,97	
Пен.контр.ф л.	1,91	0,0 4	0,1 1	0,2 4	2,15	0,90	2,90	0,45	1,07	1,07	1,94	1,12	0,84	
Хвосты	83,12	0,0 1	0,0 2	0,0 2	1,21	0,12	0,80	5,42	8,04	3,68	47,4 4	6,52	10,0 3	
Исход. руда	100,0 0	0,1 7	0,2 0	0,4 3	2,12	1,53	6,63	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,09	4,0 0	4,0 7	9,1 0	20,3 0	29,9 0	119,0 0	90,9 8	86,9 4	88,8 1	38,6 6	81,9 2	78,8 1	Расход NaS _n 100 г/т
Пром. прод. 1	2,69	0,0 2	0,0 5	0,2 4	2,46	1,80	4,80	0,24	0,70	1,54	3,08	3,24	2,09	
Пром. прод. 2	8,11	0,0 3	0,0 6	0,1 8	2,62	1,20	3,60	1,17	2,54	3,48	9,89	6,52	4,73	
Пен.контр.ф л.	2,01	0,0 6	0,1 5	0,2 1	1,64	0,80	2,80	0,67	1,57	1,01	1,54	1,08	0,91	
Хвосты	83,10	0,0 2	0,0 2	0,0 3	1,21	0,13	1,00	6,93	8,25	5,16	46,8 2	7,24	13,4 6	
Исход. руда	100,0 0	0,1 8	0,1 9	0,4 2	2,15	1,49	6,18	100	100	100	100	100	100	

Таблица 10 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном расходе полисульфида калия в качестве сульфидизатора

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	4,05	3,9 9	4,4 5	8,9 9	20,7 1	30,1 0	121,0	92,96	88,2 1	90,1 0	40,0 9	83,0 7	80,1 0	Базовый режим Na ₂ S - 100 г/т
Пром. прод. 1	2,38	0,0 5	0,0 5	0,2 4	2,47	1,40	3,60	0,68	0,58	1,41	2,81	2,27	1,40	
Пром. прод. 2	8,10	0,0 3	0,0 6	0,2 2	2,14	1,20	6,10	1,40	2,38	4,41	8,29	6,62	8,08	
Пен.контр. фл.	1,98	0,0 3	0,1 1	0,2 0	1,82	0,90	2,90	0,34	1,07	0,98	1,72	1,21	0,94	
Хвосты	83,49	0,0 1	0,0 2	0,0 2	1,18	0,12	0,70	4,61	7,76	3,10	47,0 9	6,83	9,48	
Исход. руда	100	0,1 7	0,2 0	0,4 0	2,09	1,47	6,12	100,0 0	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,93	4,2 2	4,5 1	9,1 4	20,6 0	33,3 0	129,0	87,09	86,3 3	86,4 3	39,3 8	81,8 4	78,0 5	Расход KS _n 60 г/т
Пром. прод. 1	2,60	0,0 2	0,0 6	0,2 3	2,44	1,56	4,15	0,27	0,76	1,44	3,09	2,54	1,66	
Пром. прод. 2	8,26	0,0 2	0,0 6	0,2 4	2,51	1,09	5,40	0,87	2,41	4,77	10,0 9	5,63	6,87	
Пен.контр. фл.	1,82	0,0 4	0,1 3	0,2 6	1,82	0,99	2,10	0,38	1,15	1,14	1,61	1,13	0,59	
Хвосты	83,39	0,0 3	0,0 2	0,0 3	1,13	0,17	1,00	11,39	9,34	6,22	45,8 4	8,87	12,8 4	
Исход. руда	100,0 0	0,1 9	0,2 1	0,4 2	2,06	1,60	6,50	100,0 0	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,07	3,8 6	4,3 1	8,9 3	20,5 1	29,4 0	121,9 0	92,86	88,2 8	90,0 2	40,6 0	83,3 4	79,9 6	Расход KS _n 80 г/т
Пром. прод. 1	2,65	0,0 2	0,0 5	0,2 1	2,26	1,36	4,30	0,28	0,60	1,38	2,91	2,51	1,84	
Пром. прод. 2	8,30	0,0 2	0,0 5	0,2 6	2,09	0,95	5,38	1,03	2,17	5,34	8,44	5,49	7,20	
Пен.контр. фл.	1,91	0,0 4	0,1 1	0,2 1	3,00	0,85	3,15	0,43	1,01	0,99	2,79	1,13	0,97	
Хвосты	83,07	0,0 1	0,0 2	0,0 1	1,12	0,13	0,75	5,40	7,94	2,26	45,2 6	7,52	10,0 4	
Исход. руда	100,0 0	0,1 7	0,2 0	0,4 0	2,06	1,44	6,21	100,0 0	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,13	3,7 8	4,2 8	8,8 1	20,3 2	29,7 0	117,0	90,54	86,9 5	87,1 0	38,4 7	82,5 0	78,8 0	Расход KS _n 100 г/т
Пром. прод. 1	2,62	0,0 2	0,0 5	0,2 5	2,50	1,48	4,22	0,36	0,62	1,57	3,00	2,61	1,80	
Пром. прод. 2	8,21	0,0 3	0,0 8	0,2 4	2,80	1,16	5,60	1,52	3,23	4,72	10,5 4	6,41	7,50	
Пен.контр. фл.	1,98	0,0 7	0,1 9	0,1 8	1,70	0,75	3,30	0,83	1,85	0,85	1,54	1,00	1,07	
Хвосты	83,06	0,0 1	0,0 2	0,0 3	1,22	0,13	0,80	6,74	7,35	5,77	46,4 5	7,49	10,8 4	
Исход. руда	100,0 0	0,1 7	0,2 0	0,4 2	2,18	1,49	6,13	100,0 0	100	100	100	100	100	

Таблица 11 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения при различном расходе полисульфида кальция в качестве сульфидизатора

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т						Извлечение, %						Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	
Колл. конц.	4,05	3,99	4,45	8,99	20,71	30,10	121,00	92,96	88,21	90,10	40,09	83,07	80,10	Базовый режим Na ₂ S - 100 г/т
Пром. прод. 1	2,38	0,05	0,05	0,24	2,47	1,40	3,60	0,68	0,58	1,41	2,81	2,27	1,40	
Пром. прод. 2	8,10	0,03	0,06	0,22	2,14	1,20	6,10	1,40	2,38	4,41	8,29	6,62	8,08	
Пен.контр. фл.	1,98	0,03	0,11	0,20	1,82	0,90	2,90	0,34	1,07	0,98	1,72	1,21	0,94	
Хвосты	83,49	0,01	0,02	0,02	1,18	0,12	0,70	4,61	7,76	3,10	47,09	6,83	9,48	
Исход. руда	100	0,17	0,20	0,40	2,09	1,47	6,12	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	3,87	4,27	4,53	9,51	21,1	32,4	129,6	89,85	87,09	88,09	37,51	81,89	77,49	Расход CaS _n 80 г/т
Пром. прод. 1	2,57	0,05	0,05	0,23	2,5	1,6	4,25	0,70	0,64	1,41	2,95	2,69	1,69	
Пром. прод. 2	8,2	0,04	0,06	0,24	2,45	1,1	6,11	1,78	2,44	4,71	9,23	5,89	7,74	
Пен.контр. фл.	1,88	0,04	0,12	0,22	1,85	1,1	2,87	0,41	1,12	0,99	1,60	1,35	0,83	
Хвосты	83,48	0,016	0,021	0,024	1,27	0,15	0,95	7,26	8,71	4,80	48,71	8,18	12,25	
Исход. руда	100	0,18	0,20	0,42	2,18	1,53	6,47	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,09	3,88	4,28	8,87	20,37	29,2	115,6	92,70	88,24	90,42	39,67	82,94	79,98	Расход CaS _n 100 г/т
Пром. прод. 1	2,6	0,02	0,05	0,2	2,19	1,5	3,63	0,30	0,66	1,30	2,71	2,71	1,60	
Пром. прод. 2	8,26	0,02	0,05	0,21	2,44	0,95	5,95	0,97	2,08	4,32	9,60	5,45	8,31	
Пен.контр. фл.	1,91	0,04	0,11	0,18	3,19	1,05	2,58	0,45	1,06	0,86	2,90	1,39	0,83	
Хвосты	83,14	0,0115	0,019	0,015	1,14	0,13	0,66	5,59	7,96	3,11	45,13	7,51	9,28	
Исход. руда	100	0,17	0,20	0,40	2,10	1,44	5,91	100	100	100	100	100	100	
Колл. конц.	4,14	3,8	4,17	8,61	20,62	28,1	109,1	90,01	87,18	88,66	41,18	81,16	79,17	Расход CaS _n 120 г/т
Пром. прод. 1	2,69	0,02	0,05	0,24	2,5	1,5	3,82	0,31	0,68	1,61	3,24	2,82	1,80	
Пром. прод. 2	8,11	0,03	0,07	0,18	2,68	1,2	5,6	1,39	2,87	3,63	10,49	6,79	7,96	
Пен.контр. фл.	2,01	0,06	0,17	0,23	2,7	0,8	2,5	0,69	1,73	1,15	2,62	1,12	0,88	
Хвосты	83,05	0,016	0,018	0,024	1,06	0,14	0,7	7,60	7,55	4,96	42,47	8,11	10,19	
Исход. руда	100	0,17	0,20	0,40	2,07	1,43	5,71	100	100	100	100	100	100	

3.2. Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения

3.2.1 Изучение вещественного состава полиметаллической руды Риддер-Сокольного месторождения

Для исследований представлена проба полиметаллической руды Тишинского месторождения. Проведено изучение вещественного состава руды. Основными полезными компонентами в руде являются медь, свинец, цинк. Золото преимущественно связано с сульфидами, особенно тесно ассоциировано с пиритом. Руды труднообогатимые, упорные.

По результатам минералогического анализа в пробе руды Тишинского месторождения присутствуют: халькопирит CuFeS_2 , пирит FeS_2 , галенит PbS , сфалерит ZnS , кварц $\alpha\text{-SiO}_2$, кальцит CaCO_3 , тальк $\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_4$, хризотил $\text{Mg}_6\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$, мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$.

Химический состав исходной пробы руды Тишинского месторождения следующий, в мас. %: Cu 0,42; Pb 0,52; Zn 3,11; Fe 6,21; S 8,2; Al_2O_3 7,74; SiO_2 54,0; CaO 2,24; MgO 8,38. Содержание благородных металлов в руде в г/т: золота 1,0; серебра 8,8.

ИК-спектры руды были получены на ИК-Фурье спектрометре «Avatar 370-CSJ» в спектральном диапазоне $4000\text{--}250\text{ см}^{-1}$ от препаратов в виде суспензии на вазелиновом масле в окнах KRS-5, в качестве спектров сравнения сняты спектры вазелинового масла. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P.

Состав исходной руды, представленный на рисунке 13, показывает наличие кварца $\alpha\text{-SiO}_2$ – 1166, 1082, 797, 778, 694, 513, 463, 396, 372 см^{-1} ; кальцита CaCO_3 – 1799, 1427, 881п, 714п см^{-1} ; альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ – 1166, 987п, 651п, 610п, 588, 463 см^{-1} ; присутствие ортоклаза $\text{K}[(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_8]$ – 1035, 728п, 651п, 588п см^{-1} ; сфалерита – 290 см^{-1} . В диапазоне валентных колебаний О–Н наблюдаются полосы поглощения валентных колебаний О–Н с максимумами при волновых числах 3565, 3422 см^{-1} , полоса деформационных колебаний воды $\delta\text{НОН}$ – 1614 см^{-1} [35-39].

Полоса поглощения в диапазоне проявления валентных колебаний ОН группы с максимумом при волновом числе 3565 см^{-1} может относиться к гидрослюде и к минералу типа Rhipidolith (Prochlorit) – $(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_3 [(\text{OH})_2 | \text{Al}_{1,2-1,5} \text{Si}_{2,8-2,5} \text{O}_{10}] \text{Mg}_3 (\text{OH})_6$.

В длинноволновой области, где наблюдается проявление связей Ме – О, Ме – S, зафиксированы полосы поглощения при волновых числах 372, 339, 262 см^{-1} , которые могут соответствовать валентным колебаниям связей типа $\text{Fe}^{2+} - \text{O}$ (в оксиде) – 372 см^{-1} ; $\text{Cu}^{2+} - \text{O}$ (в нитрате, сульфате) – 339 см^{-1} ; $\text{Cu}^+ - \text{O}$ (в солях) – 262 см^{-1} . Валентные колебания $\text{Fe}^{3+} - \text{O}$ (в силикатах, карбонатах) проявляются в диапазоне 400-300 см^{-1} [35-39].

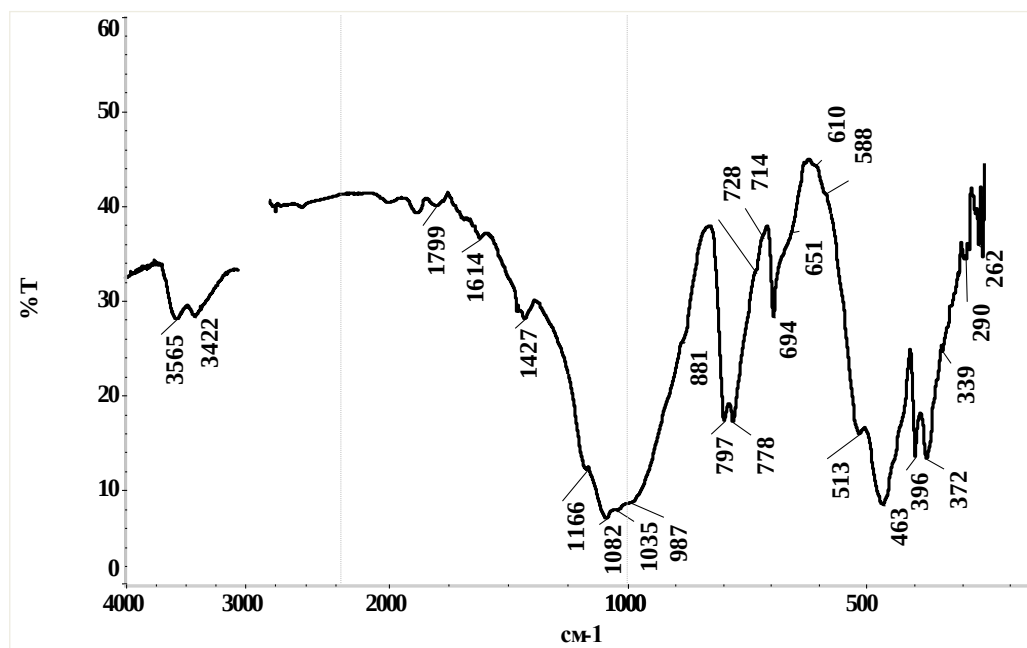


Рисунок 13 - Инфракрасный спектр исходной пробы руды Тишинского месторождения

Проведен атомно-эмиссионный качественный спектральный анализ, который показал, что в руде присутствуют: Si – очень много; Fe - очень много; Mg - очень много ; Ca – много; Al – много; Na – инт. линии; Mn - инт. линии; Ti - инт. линии; Cr - $\geq 0,03$ %; Ni - $\geq 0,003$ %; Bi - $\leq 0,001$ %; Mo - $\leq 0,01$ %; Cu - ≤ 1 %; Pb - $\sim 0,3$ %; Zn - $> 1,0$ %; As – не обнаружен; V - $\geq 0,01$ %; La - $\sim 0,001$ %; Sb - не обнаружен; Ga - $\sim 0,001$ %; Ag - $\sim 0,003$ %.

Проведен рентгено-фазовый анализ пробы руды. Диафрагмы образцов производились на аппарате D8 Advance (Bruker), α – Cu, напряжение на трубке 40/40. Обработка полученных данных дифрактограмм и расчет межплоскостных расстояний проводились с помощью программного обеспечения EVA.

Результаты рентгенофазового анализа представлены в таблице 12.

Таблица 12 - Результаты рентгенофазового анализа исходной пробы руды Тишинского месторождения

Compound Name	Formula	S-Q
Quartz	SiO_2	54,1
Albite, calcian	$(\text{Ca}_{38}\text{Na}_{62})(\text{Al}_{1.38}\text{Si}_{2.62}\text{O}_8)$	7,6
Chalcopyrite	CuFeS_2	0,5
Pyrite	FeS_2	1,9
Magnesium Iron Aluminum Silicate	$\text{Mg}_{2.5}\text{Fe}_{1.65}\text{Al}_{1.5}\text{Si}_{2.2}\text{Al}_{1.8}\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	23,3
Sphalerite, syn	ZnS	4,1
Galena, syn	PbS	0,3
Dolomite	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	5,3
Muscovite 2M1, syn	$\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$	2,9

Для определения гранулометрического состава дробленой руды проводился ситовой анализ. В каждом классе крупности определяли содержание и распределение меди, свинца, цинка и железа. Выход каждого класса крупности дробленной руды, содержание и распределение меди, свинца, цинка, железа в продуктах разного класса крупности дробленной руды представлены в таблице 13. Для определения гранулометрического состава измельченной руды проведен дисперсионный анализ, результаты которого представлены в таблице 14.

Таблица 13 - Распределение полезных компонентов в дробленой руде Тишинского месторождения

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
+1,6	2,01	0,37	0,55	3,21	5,08	1,82	2,22	1,94	1,66
-1,6+0,5	44,39	0,36	0,58	3,38	4,97	39,03	51,77	45,05	35,84
-0,5+0,4	9,72	0,29	0,36	3,34	4,25	6,88	7,04	9,75	6,71
-0,4+0,2	10,98	0,4	0,37	3,77	8,91	10,73	8,17	12,43	15,89
-0,2+0,1	9,74	0,41	0,42	3,46	10,11	9,75	8,23	10,12	16,00
-0,1+0,063	5,97	0,51	0,47	2,95	7,25	7,44	5,64	5,29	7,03
-0,063	17,19	0,58	0,49	2,99	6,04	24,35	16,94	15,43	16,87
Исходный продукт	100	0,41	0,50	3,33	6,16	100	100	100	100

Таблица 14 - Распределение полезных компонентов в измельченной руде Тишинского месторождения

Класс крупности, мкм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
+71	63,43	0,38	0,52	3,01	5,99	59,99	63,53	56,26	61,48
-71+50	4,88	0,41	0,61	3,81	6,74	4,98	5,73	5,48	5,32
-50+40	5,29	0,5	0,54	5,01	5,88	6,58	5,50	7,81	5,03
-40+30	4,57	0,39	0,47	3,45	6,35	4,44	4,14	4,65	4,70
-30+20	5,74	0,38	0,39	4,22	6,01	5,43	4,31	7,14	5,58
-20+10	15,1	0,47	0,55	3,93	7	17,66	16,00	17,49	17,10
-10+5	0,99	0,37	0,41	4,07	4,86	0,91	0,78	1,19	0,78
Исходный продукт	100	0,40	0,52	3,39	6,18	100	100	100	100

Результаты дисперсионного анализа измельченной руды показывают, что 63,43 % меди, свинца и цинка сосредоточена во фракции +0,074 мкм.

Изучена кинетика измельчения руды Тишинского месторождения. Зависимость измельчаемости руды по классу -0,074 мм от времени измельчения представлена на рисунке 14.

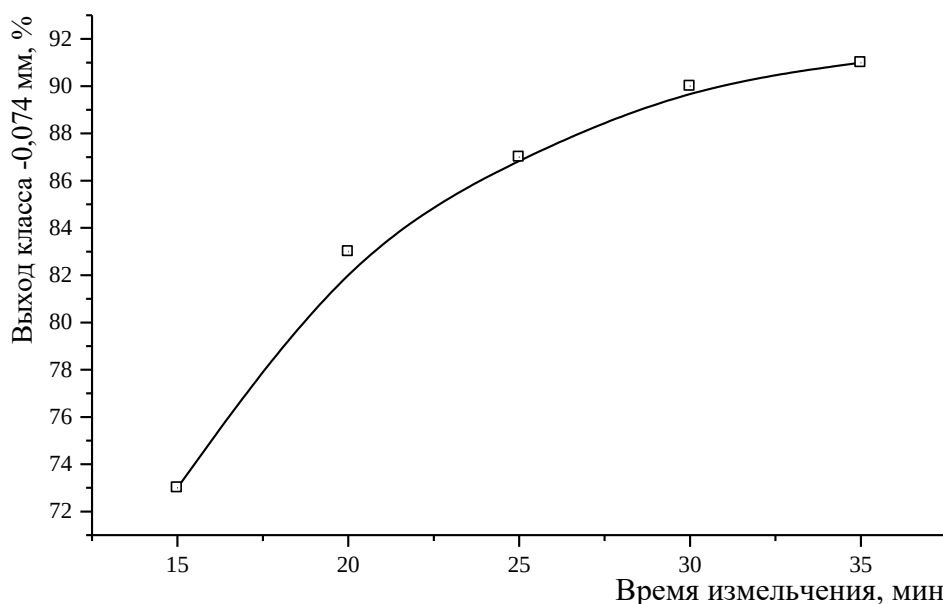


Рисунок 14 - Зависимость измельчаемости руды Тишинского месторождения по классу -0,074 мм от времени измельчения

3.2.2 Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения с применением базовых реагентов

Проведена отработка технологических режимов флотации сульфидной полиметаллической руды Тишинского месторождения с применением базовых флотореагентов.

Предварительная подготовка руды включала дробление на лабораторных щековой и валковой дробилках до крупности -2,5+0 мм, измельчение в лабораторной шаровой мельнице до 87 % кл. -74 мкм. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ-1 и ФМЛ-2. Навеска руды для опыта составляла 1000 г.

Схема флотации включает цикл коллективной флотации с получением коллективного медно-свинцового концентрата и три перечистки коллективного концентрата. Схема представлена на рисунке 15. Проведены опыты по установлению оптимального реагентного режима, необходимого

для получения медно-свинцового концентрата с наиболее низким содержанием цинка в цикле коллективной флотации.

В процесс измельчения для сульфидизации минералов подавали сульфид натрия, а для депрессии цинковых минералов и пирита цинковый купорос и цианид натрия.

Реагентный режим основной коллективной флотации следующий: для депрессии сульфидных минералов цинка и железа использовали цинковый купорос и цианид натрия; в качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия; в качестве вспенивателя – Т-92. Время основной коллективной флотации составило 12 минут. В основную коллективную флотацию собиратель – бутиловый ксантогенат и вспениватель – Т-92 подавали дробно несколькими порциями. Для очистки коллективного концентрата от минералов цинка и железа в перечистные операции дополнительно подавали цинковый купорос и цианид натрия с целью получения более качественного коллективного концентрата. Для доизвлечения свинцовых и медных минералов в контрольную операцию подавали собиратель и вспениватель.

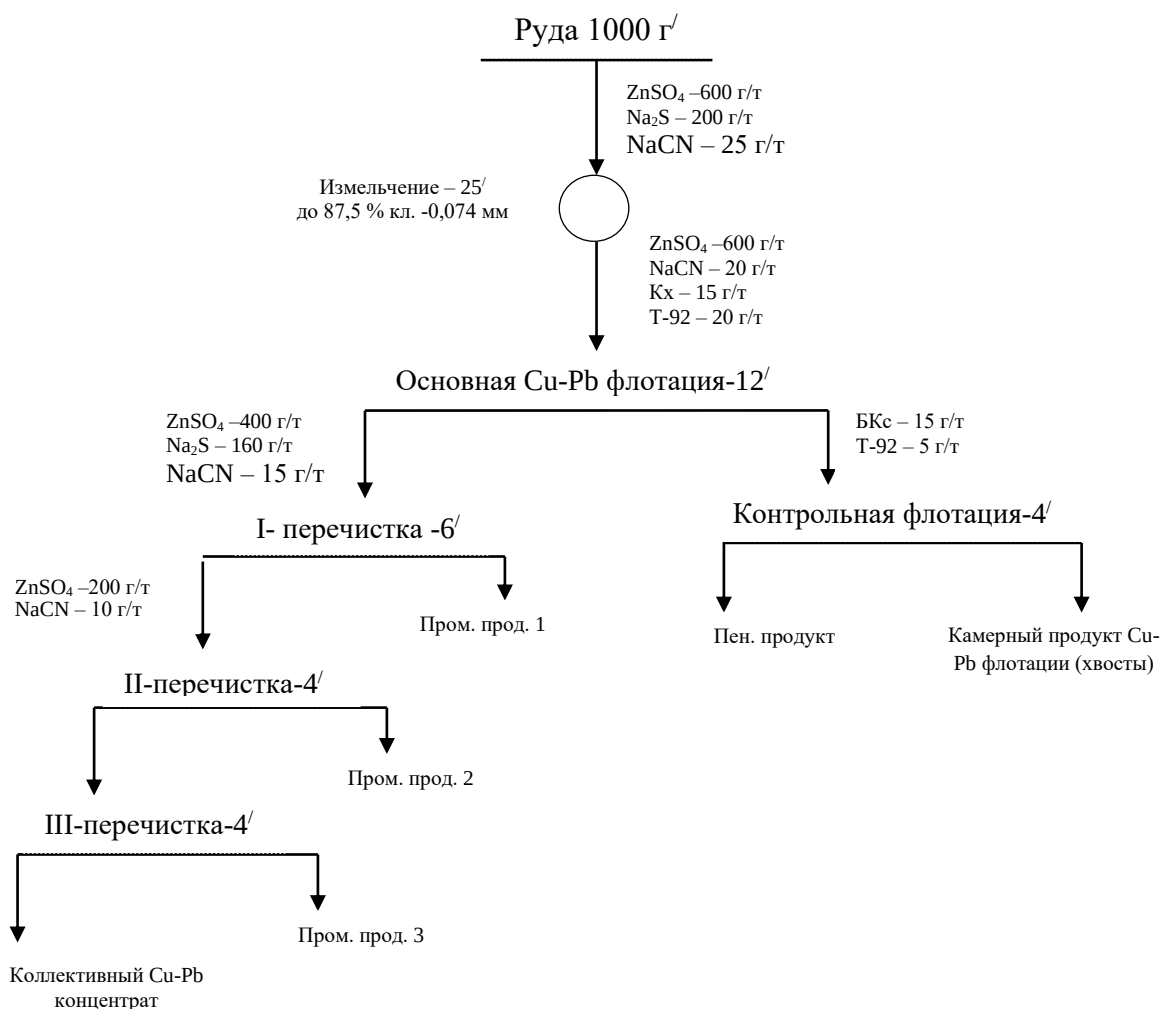


Рисунок 15 – Схема и реагентный режим коллективной медно-свинцовой флотации руды Тишинского месторождения

Проведен подбор оптимального измельчения руды. При подборе оптимального режима измельчения степень измельчения варьировали от 85,0 до 92,5 % класса -0,074 мм с интервалом 2,5 %. Расход базовых реагентов при подборе оптимального режима следующий: общий расход собирателя в основную и контрольную флотации составил 40 г/т (20 г/т в основную и 20 г/т в контрольную); расход пенообразователя Т-92 – 30 г/т (20 г/т + 10 г/т). Результаты опытов по подбору оптимального режима измельчения приведены в таблице 15.

Таблица 15 - Результаты коллективной флотации при разной степени измельчения руды

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Си- Рb к-т	2,48	12,41	13,11	10,40	22,55	72,75	57,89	7,23	9,04	Измельчение 85 %
Пром. пр. 3	1,20	2,51	4,30	9,10	23,60	7,12	9,19	3,06	4,58	
Пром. пр. 2	1,90	1,30	1,40	8,60	15,90	5,84	4,74	4,58	4,88	
Пром. пр. 1	6,50	0,60	1,20	4,20	9,10	9,22	13,89	7,66	9,56	
Пен. контр. фл.	3,10	0,31	0,40	4,30	17,70	2,27	2,21	3,74	8,87	
Хвосты	84,82	0,01	0,08	3,10	4,60	2,81	12,08	73,73	63,07	
Исх. руда	100	0,42	0,56	3,57	6,19	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,78	11,01	13,22	9,15	22,18	74,94	67,55	6,71	10,01	Измельчение 87,5 %
Пром. пр. 3	1,08	2,17	4,19	8,95	24,60	5,74	8,32	2,55	4,31	
Пром. пр. 2	1,79	1,28	1,64	8,41	15,08	5,61	5,40	3,97	4,38	
Пром. пр. 1	4,88	0,62	1,07	4,08	8,47	7,41	9,60	5,25	6,71	
Пен. контр. фл.	2,91	0,29	0,34	4,47	17,45	2,07	1,82	3,43	8,24	
Хвосты	86,56	0,02	0,05	3,42	4,72	4,24	7,32	78,09	66,34	
Исх. руда	100	0,41	0,54	3,79	6,16	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,80	9,98	12,52	8,99	22,50	74,02	65,70	6,63	10,38	Измельчение 90 %
Пром. пр. 3	1,10	1,54	4,32	8,77	24,71	4,49	8,91	2,54	4,48	
Пром. пр. 2	1,80	1,18	1,71	7,68	16,54	5,63	5,77	3,64	4,91	
Пром. пр. 1	4,30	0,78	1,21	4,56	9,47	8,88	9,75	5,16	6,71	
Пен. контр. фл.	2,20	0,32	0,40	4,28	18,02	1,86	1,65	2,48	6,53	
Хвосты	87,80	0,02	0,05	3,44	4,63	5,12	8,23	79,55	66,99	
Исх. руда	100	0,38	0,53	3,80	6,07	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,77	9,81	12,29	11,67	23,60	70,03	65,17	8,66	10,09	Измельчение 92,5 %
Пром. пр. 3	1,10	2,08	4,11	8,41	25,74	5,90	8,66	2,48	4,37	
Пром. пр. 2	1,80	1,31	1,45	7,63	17,33	6,08	5,00	3,68	4,82	
Пром. пр. 1	5,30	0,84	1,11	4,12	8,64	11,47	11,26	5,85	7,07	
Пен. контр. фл.	2,20	0,52	0,38	3,88	16,28	2,95	1,60	2,29	5,53	
Хвосты	86,83	0,02	0,05	3,31	5,08	3,58	8,31	77,03	68,11	
Исх. руда	100	0,39	0,52	3,73	6,48	100	100	100	100	

Результаты таблицы 15 показывают, что оптимальной степенью измельчения является 87,5 % класса -0,074 мм. При этом получен коллективный медно-свинцовый концентрат с выходом 2,78 %, содержащий 11,01 % меди при извлечении 74,94 %; 13,22 % свинца при извлечении 67,55 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 78,09 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 9,15 %.

Проведен подбор оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в цикле коллективной флотации. Расход реагента варьировался от 10 до 20 г/т с интервалом 5 г/т. Результаты коллективной флотации при разном расходе бутилового ксантогената натрия приведены в таблице 16.

Результаты показывают, что оптимальным расходом бутилового ксантогената в основной флотации является расход 15 г/т. При данном расходе бутилового ксантогената получен коллективный медно-свинцовый концентрат, содержащий 10,57 % меди при извлечении 76,18 %; 12,47 % свинца при извлечении 69,53 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 83,18 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,21 %.

Таблица 16 - Результаты коллективной флотации при разном расходе бутилового ксантогената натрия

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Приме- чение
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Си- Pb к-т	2,11	9,74	11,22	8,40	21,20	54,20	47,60	4,67	6,87	БКс – 10 г/т
Пром. пр. 3	1,27	3,67	4,21	8,10	21,55	12,29	10,75	2,71	4,20	
Пром. пр. 2	1,89	1,49	1,37	7,60	13,84	7,43	5,21	3,78	4,02	
Пром. пр. 1	6,49	0,84	1,18	3,20	9,78	14,38	15,40	5,47	9,75	
Пен. контр. фл.	3,04	0,62	0,36	3,30	14,97	4,97	2,20	2,64	6,99	
Хвосты	85,20	0,03	0,11	3,60	5,21	6,74	18,84	80,74	68,17	
Исх. руда	100,00	0,38	0,50	3,80	6,51	100	100	100	100	БКс – 12,5 г/т
Си- Pb к-т	2,48	9,96	12,34	7,12	22,19	67,35	63,33	4,83	8,76	
Пром. пр. 3	1,11	2,41	4,20	7,88	24,63	7,29	9,65	2,39	4,35	
Пром. пр. 2	1,67	1,32	1,60	7,40	15,10	6,01	5,53	3,38	4,01	
Пром. пр. 1	5,36	0,66	1,10	3,09	8,74	9,65	12,20	4,53	7,46	
Пен. контр. фл.	3,04	0,46	0,34	3,43	17,53	3,81	2,14	2,85	8,48	
Хвосты	86,34	0,03	0,04	3,47	4,87	5,89	7,15	82,00	66,93	БКс – 15 г/т
Исх. руда	100,00	0,37	0,48	3,65	6,28	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,78	10,57	12,47	7,21	21,54	76,18	69,53	5,30	9,85	
Пром. пр. 3	1,04	1,88	3,07	7,79	24,61	5,07	6,40	2,14	4,21	
Пром. пр. 2	1,76	1,26	1,41	7,47	16,80	5,75	4,98	3,47	4,86	
Пром. пр. 1	4,22	0,84	1,04	3,60	9,07	9,19	8,80	4,01	6,29	
Пен. контр. фл.	2,28	0,26	0,32	3,14	18,22	1,54	1,46	1,89	6,83	БКс – 20 г/т
Хвосты	87,92	0,01	0,05	3,58	4,70	2,28	8,82	83,18	67,96	
Исх. руда	100,00	0,39	0,50	3,78	6,08	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,94	9,86	12,87	9,89	22,60	75,72	68,98	8,12	10,65	
Пром. пр. 3	1,11	2,04	4,00	7,45	24,30	5,91	8,09	2,31	4,32	
Пром. пр. 2	1,79	1,03	1,21	6,64	16,60	4,82	3,95	3,32	4,76	
Пром. пр. 1	5,36	0,57	0,99	3,07	7,40	7,98	9,67	4,60	6,36	
Пен. контр. фл.	2,11	0,60	0,20	2,90	15,20	3,31	0,77	1,71	5,14	БКс – 20 г/т
Хвосты	86,69	0,01	0,05	3,30	4,95	2,26	8,53	79,94	68,77	
Исх. руда	100,00	0,38	0,55	3,58	6,24	100	100	100	100	

Далее проведен подбор оптимального расхода пенообразователя Т-92 в цикле коллективной медно-свинцовой флотации. Расход реагента варьировался от 20 до 35 г/т с интервалом 5 г/т. Результаты коллективной флотации при разном расходе Т-92 приведены в таблице 17.

Таблица 17 - Результаты коллективной флотации при разном расходе пенообразователя

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Си- Рb к-т	2,63	11,01	13,27	7,32	20,36	72,55	65,37	4,93	8,64	Т-92– 20 г/т
Пром. пр. 3	1,19	1,98	3,69	7,69	25,57	5,90	8,22	2,34	4,91	
Пром. пр. 2	2,01	1,11	1,25	6,14	14,49	5,59	4,71	3,16	4,70	
Пром. пр. 1	6,32	0,54	1,02	2,01	8,21	8,55	12,07	3,25	8,37	
Пен. контр. фл.	3,11	0,27	0,29	2,07	16,54	2,10	1,69	1,65	8,30	
Хвосты	84,74	0,03	0,05	3,90	4,76	5,31	7,94	84,66	65,08	
Исх. руда	100,00	0,40	0,53	3,90	6,20	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,89	10,69	12,12	7,49	20,64	76,32	69,56	5,49	9,89	Т-92– 25 г/т
Пром. пр. 3	1,07	2,04	3,48	6,98	23,64	5,39	7,39	1,89	4,19	
Пром. пр. 2	1,58	1,44	1,39	4,99	14,66	5,62	4,36	2,00	3,84	
Пром. пр. 1	4,97	0,59	1,07	1,76	7,99	7,24	10,56	2,22	6,59	
Пен. контр. фл.	2,11	0,42	0,24	1,74	16,55	2,19	1,01	0,93	5,79	
Хвосты	87,38	0,02	0,04	3,95	4,81	3,24	7,11	87,48	69,70	
Исх. руда	100,00	0,40	0,50	3,95	6,03	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	3,01	10,77	11,29	8,01	21,91	74,65	68,17	6,40	10,98	Т-92– 30 г/т
Пром. пр. 3	1,11	2,01	2,92	7,74	24,69	5,14	6,50	2,28	4,56	
Пром. пр. 2	1,93	1,32	1,22	7,43	15,84	5,87	4,72	3,81	5,09	
Пром. пр. 1	4,17	0,61	1,19	3,59	8,10	5,86	9,95	3,98	5,62	
Пен. контр. фл.	2,19	0,40	0,26	3,33	17,08	2,02	1,14	1,94	6,23	
Хвосты	87,80	0,03	0,05	3,50	4,62	6,47	9,51	81,60	67,52	
Исх. руда	100,00	0,43	0,50	3,77	6,01	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	3,17	10,05	10,41	10,60	23,67	72,69	66,02	8,94	11,93	Т-92– 35 г/т
Пром. пр. 3	1,14	1,93	3,01	7,41	24,71	5,02	6,86	2,25	4,48	
Пром. пр. 2	1,83	1,14	1,30	6,63	16,34	4,76	4,76	3,23	4,75	
Пром. пр. 1	5,34	0,58	1,00	3,07	7,58	7,07	10,68	4,36	6,43	
Пен. контр. фл.	2,18	0,36	0,30	2,92	15,30	1,79	1,31	1,69	5,30	
Хвосты	86,34	0,04	0,06	3,46	4,89	8,67	10,36	79,52	67,11	
Исх. руда	100,00	0,44	0,50	3,76	6,29	100	100	100	100	

Установлено, что оптимальным расходом пенообразователя в коллективной флотации является расход 25 г/т (20 г/т в основную; 5 в контрольную флотацию). При данном расходе Т-92 получен коллективный медно-свинцовый концентрат с выходом 2,89 %, содержащий 10,69 % меди при извлечении 76,32 %; 12,12 % свинца при извлечении 69,56 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 87,48 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,49 %.

Таким образом, установлен оптимальный базовый режим коллективной медно-свинцовой флотации руды Тишинского месторождения: оптимальная степень измельчения 87,5 % класса -0,074 мм; оптимальный расход собирателя - 15 г/т; оптимальный расход пенообразователя - 25 г/т.

Далее с целью исключения из процесса флотационного обогащения полиметаллической руды токсичного сульфидизатора Na_2S предлагается использование полисульфидов щелочных и щелочноземельного металла в качестве сульфидизатора и на стадии измельчения и в основной флотации.

3.2.3 Оработка технологических режимов флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения с применением экологически безопасных серосодержащих реагентов

Проведены исследования по возможности замены токсичного реагента сульфидизатора - сульфида натрия на менее токсичные реагенты полисульфиды. Полисульфиды натрия MeS_n (где n составляет от 2 до 5) — сильно гигроскопичные желто-бурые кристаллы, хорошо растворимые в воде; легко окисляются на воздухе с выделением элементарной серы; их устойчивость тем ниже, чем выше содержание серы.

Проведена отработка реагентного режима флотации полиметаллического сырья Тишинского месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов. В качестве серосодержащих реагентов использовали полисульфиды натрия, калия и кальция.

Схема и реагентный режим флотации аналогичны базовому режиму (рисунок 15). Отличие от базового режима замена сульфидизатора сульфида натрия на полисульфиды, которые подаются и на стадии измельчения и в основную флотацию.

Опыты проведены по подбору оптимального расхода полисульфидов натрия, калия и кальция. Расход полисульфида натрия варьировался в интервале 280, 320, 360 г/т, причем 55 % от общего расхода сульфидизатора подается в процессе измельчения, а 45 % - при основной флотации.

Расход полисульфида калия варьировался в интервале 220, 280, 360 г/т; расход полисульфида кальция варьировался в интервале 320, 360, 400 г/т, причем расход сульфидизатора в процессе измельчения и при основной флотации аналогичен полисульфида натрия (55 % и 45 %).

Результаты опытов по подбору оптимального расхода полисульфида натрия приведены в таблице 18, полисульфида калия - в таблице 19; полисульфида кальция - в таблице 20.

Таблица 18 - Результаты коллективной флотации при разном расходе полисульфида натрия

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Приме- чание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Си- Рb к-т	2,89	10,69	12,12	7,49	20,64	76,32	69,56	5,49	9,89	Базовый режим Na ₂ S - 360 г/т
Пром. пр. 3	1,07	2,04	3,48	6,98	23,64	5,39	7,39	1,89	4,19	
Пром. пр. 2	1,58	1,44	1,39	4,99	14,66	5,62	4,36	2,00	3,84	
Пром. пр. 1	4,97	0,59	1,07	1,76	7,99	7,24	10,56	2,22	6,59	
Пен. контр. фл.	2,11	0,42	0,24	1,74	16,55	2,19	1,01	0,93	5,79	
Хвосты	87,38	0,02	0,04	3,95	4,81	3,24	7,11	87,48	69,70	
Исх. руда	100	0,40	0,50	3,95	6,03	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,83	10,81	11,89	7,21	21,91	72,82	68,26	5,36	9,71	NaSn – 280 г/т
Пром. пр. 3	1,11	2,44	2,88	7,74	24,69	6,45	6,49	2,26	4,29	
Пром. пр. 2	1,63	1,32	1,30	7,43	15,84	5,12	4,30	3,18	4,04	
Пром. пр. 1	4,57	0,63	1,10	3,59	8,10	6,85	10,20	4,31	5,80	
Пен. контр. фл.	2,19	0,40	0,26	3,33	17,08	2,09	1,16	1,92	5,86	
Хвосты	87,67	0,03	0,05	3,60	5,12	6,68	9,60	82,96	70,30	
Исх. руда	100	0,42	0,49	3,80	6,39	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,91	10,72	11,99	7,34	21,21	76,20	69,39	5,65	9,76	NaSn – 320 г/т
Пром. пр. 3	1,13	1,99	2,99	7,31	24,52	5,49	6,72	2,18	4,38	
Пром. пр. 2	1,87	1,18	1,24	7,11	15,99	5,39	4,61	3,51	4,73	
Пром. пр. 1	4,33	0,54	1,09	3,29	8,34	5,71	9,39	3,77	5,71	
Пен. контр. фл.	2,11	0,36	0,24	3,07	17,47	1,86	1,01	1,71	5,83	
Хвосты	87,65	0,03	0,05	3,59	5,02	5,35	8,89	83,18	69,59	
Исх. руда	100	0,41	0,50	3,78	6,32	100	100	100	100	
Си- Рb к-т	2,93	10,77	12,17	7,60	21,67	74,05	69,25	6,09	10,30	NaSn – 360 г/т
Пром. пр. 3	1,13	1,89	3,06	7,64	24,75	5,01	6,72	2,36	4,54	
Пром. пр. 2	1,79	1,07	1,21	6,63	16,60	4,49	4,21	3,25	4,82	
Пром. пр. 1	4,71	0,58	1,00	3,07	7,49	6,41	9,15	3,96	5,72	
Пен. контр. фл.	2,18	0,36	0,36	2,92	15,30	1,84	1,52	1,74	5,41	
Хвосты	87,26	0,04	0,05	3,46	4,89	8,19	9,15	82,60	69,21	
Исх. руда	100	0,43	0,51	3,66	6,17	100	100	100	100	

Результаты таблицы 18 показывают, что оптимальным расходом полисульфида натрия является расход 320 г/т. При этом получен коллективный концентрат, содержащий 10,72 % меди при извлечении 76,20 %; 11,99 % свинца при извлечении 69,39 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 83,18 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,34 %.

Таблица 19 - Результаты коллективной флотации при разном расходе полисульфида калия

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Приме- чание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Си- Pb к-т	2,89	10,6	12,12	7,49	20,64	76,32	69,56	5,49	9,89	Базовый режим Na ₂ S - 360 г/т
Пром. пр. 3	1,07	2,04	3,48	6,98	23,64	5,39	7,39	1,89	4,19	
Пром. пр. 2	1,58	1,44	1,39	4,99	14,66	5,62	4,36	2,00	3,84	
Пром. пр. 1	4,97	0,59	1,07	1,76	7,99	7,24	10,56	2,22	6,59	
Пен. контр. фл.	2,11	0,42	0,24	1,74	16,55	2,19	1,01	0,93	5,79	
Хвосты	87,38	0,02	0,04	3,95	4,81	3,24	7,11	87,48	69,70	
Исх. руда	100	0,40	0,50	3,95	6,03	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,95	10,8	12,01	7,34	20,87	73,83	68,62	5,63	9,72	KSn – 220 г/т
Пром. пр. 3	1,04	2,11	3,14	7,69	24,66	5,07	6,32	2,08	4,05	
Пром. пр. 2	1,56	1,53	1,50	6,55	15,80	5,52	4,53	2,66	3,89	
Пром. пр. 1	4,71	0,70	1,00	2,09	8,41	7,62	9,12	2,56	6,25	
Пен. контр. фл.	2,10	0,39	0,30	2,13	16,68	1,89	1,22	1,16	5,53	
Хвосты	87,64	0,03	0,06	3,77	5,10	6,08	10,18	85,91	70,56	
Исх. руда	100	0,43	0,52	3,85	6,33	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,90	10,7	12,30	7,51	21,04	76,47	69,52	5,84	9,84	KSn – 280 г/т
Пром. пр. 3	1,10	1,92	3,05	7,09	23,41	5,20	6,54	2,09	4,15	
Пром. пр. 2	1,99	1,11	1,29	6,97	15,47	5,43	5,00	3,72	4,97	
Пром. пр. 1	4,42	0,52	1,09	2,28	8,40	5,65	9,39	2,70	5,99	
Пен. контр. фл.	2,10	0,32	0,25	2,47	16,98	1,65	1,02	1,39	5,75	
Хвосты	87,49	0,03	0,05	3,59	4,91	5,60	8,53	84,25	69,30	
Исх. руда	100	0,41	0,51	3,73	6,20	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,94	10,8	12,23	7,54	21,17	74,52	68,19	6,27	10,30	KSn – 360 г/т
Пром. пр. 3	1,11	1,99	3,17	7,00	23,81	5,18	6,67	2,20	4,37	
Пром. пр. 2	1,68	1,00	1,20	6,43	16,44	3,94	3,82	3,06	4,57	
Пром. пр. 1	4,69	0,60	1,31	1,99	8,01	6,60	11,65	2,64	6,22	
Пен. контр. фл.	2,20	0,30	0,29	2,82	15,36	1,55	1,21	1,76	5,59	
Хвосты	87,38	0,04	0,05	3,40	4,77	8,20	8,45	84,07	68,96	
Исх. руда	100	0,43	0,53	3,53	6,04	100	100	100	100	

Результаты таблицы 19 показывают, что оптимальным расходом полисульфида калия является расход 280 г/т. При этом получен коллективный концентрат, содержащий 10,72 % меди при извлечении 76,47 %; 12,3 % свинца при извлечении 69,52 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 84,25 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,51 %.

Таблица 20 - Результаты коллективной флотации при разном расходе полисульфида кальция

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Приме- чание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Си- Pb к-т	2,89	10,69	12,12	7,49	20,64	76,32	69,56	5,49	9,89	Базовый режим Na ₂ S - 360 г/т
Пром. пр. 3	1,07	2,04	3,48	6,98	23,64	5,39	7,39	1,89	4,19	
Пром. пр. 2	1,58	1,44	1,39	4,99	14,66	5,62	4,36	2,00	3,84	
Пром. пр. 1	4,97	0,59	1,07	1,76	7,99	7,24	10,56	2,22	6,59	
Пен. контр. фл.	2,11	0,42	0,24	1,74	16,55	2,19	1,01	0,93	5,79	
Хвосты	87,38	0,02	0,04	3,95	4,81	3,24	7,11	87,48	69,70	
Исх. руда	100	0,40	0,50	3,95	6,03	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,79	10,64	11,89	7,54	20,77	71,85	65,36	5,53	9,21	CaSn – 320 г/т
Пром. пр. 3	1,10	2,18	3,54	7,09	24,16	5,80	7,67	2,05	4,22	
Пром. пр. 2	1,64	1,51	1,41	5,55	15,20	5,99	4,56	2,39	3,96	
Пром. пр. 1	5,01	0,66	1,10	1,89	8,01	8,00	10,86	2,49	6,38	
Пен. контр. фл.	2,07	0,40	0,30	1,83	16,47	2,00	1,22	1,00	5,42	
Хвосты	87,39	0,03	0,06	3,77	5,10	6,35	10,33	86,55	70,82	
Исх. руда	100	0,41	0,51	3,81	6,29	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,85	10,59	12,07	7,74	21,10	76,29	69,49	5,80	9,98	CaSn – 360 г/т
Пром. пр. 3	1,17	1,77	3,14	7,00	22,97	5,23	7,42	2,15	4,46	
Пром. пр. 2	1,71	1,21	1,31	5,99	15,78	5,23	4,53	2,69	4,48	
Пром. пр. 1	4,75	0,52	1,00	1,79	7,98	6,24	9,60	2,24	6,29	
Пен. контр. фл.	2,00	0,29	0,25	1,97	16,47	1,47	1,01	1,04	5,47	
Хвосты	87,52	0,03	0,05	3,74	4,77	5,53	7,96	86,08	69,31	
Исх. руда	100	0,40	0,50	3,80	6,02	100	100	100	100	
Си- Pb к-т	2,90	11,00	12,37	7,66	21,08	73,76	68,75	6,10	10,29	CaSn – 400 г/т
Пром. пр. 3	1,20	1,87	2,92	7,04	23,44	5,19	6,72	2,32	4,73	
Пром. пр. 2	1,74	1,33	1,26	5,79	15,97	5,35	4,20	2,77	4,68	
Пром. пр. 1	4,45	0,60	1,24	1,81	8,04	6,17	10,58	2,21	6,02	
Пен. контр. фл.	1,98	0,31	0,31	1,99	16,01	1,42	1,18	1,08	5,33	
Хвосты	87,73	0,04	0,05	3,55	4,67	8,11	8,58	85,52	68,95	
Исх. руда	100	0,43	0,52	3,64	5,94	100	100	100	100	

Результаты таблицы 20 показывают, что оптимальным расходом полисульфида кальция является расход 360 г/т, аналогичный базовому расходу. При этом получен коллективный концентрат, содержащий 10,59 % меди при извлечении 76,29 %; 12,07 % свинца при извлечении 69,49 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 86,08 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,74 %.

Таким образом, установлен оптимальный расход полисульфидов: 320 г/т NaS_n ; 280 г/т KS_n ; 360 CaS_n г/т. С использованием полисульфидов щелочных и щелочно-земельного металла получены результаты, аналогичные базовому режиму. Расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом на 10-20 % соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму. Установлено, что использование полисульфидов позволяет заменить токсичный реагент сульфид натрия.

Выводы

Таким образом, на основе комплексных исследований выбраны реагенты-сульфидизаторы, полученные на основе серы технической и оксидов щелочных, щелочноземельного металлов, позволяющие заменить токсичный реагент сульфид натрия. Установлено, что сульфидизирующая способность реагентов повышается в ряду от $\text{CaS}_n \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_n \rightarrow \text{K}_2\text{S}_n$.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разработана эффективная технология переработки труднообогатимого полиметаллического сырья Риддер-Сокольного и Тишинского месторождений с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов, позволяющая заменить токсичный сульфид натрия и снизить расход сульфидизатора на 10-20 %.

Изучен вещественный состав и отработан реагентный режим флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов. По результатам рентгенофазового анализа основную часть породообразующих минералов в исходной руде составляют кварц и алюмосиликаты. Результаты дисперсионного анализа измельченной руды Риддер-Сокольного месторождения показывают, что большая часть полезных компонентов – 69,6 % меди, 62,78 % свинца, 74,51 % цинка сосредоточена во фракции 0-40 мкм. Химический анализ показал, что в руде содержится 0,19 % меди, 0,20 % свинца, 0,46 % цинка, 2,23 % железа, 1,79 г/т золота, 5,46 г/т серебра. Проведена отработка реагентного режима флотации руды с применением базовых реагентов. Определен оптимальный режим измельчения исходной руды. Выбраны расходы базовых реагентов. В качестве базовых реагентов применялись сульфид натрия (Na_2S) в качестве сульфидизатора, сода для создания pH 8-9, бутиловый ксантогенат (Бкс), аэрофлот (Баэр), вспениватель Т-92, жидкое стекло. Схема флотации включала измельчение руды, основную, контрольную коллективные флотации и две перечистки коллективного концентрата. Выбран оптимальный реагентный режим: степень измельчения 99,5 % класса -0,071 мм, расход Na_2S 100 г/т, Бкс - 120 г/т, Баэр - 80 г/т, Т-92 - 22,5 г/т, жидкое стекло - 300 г/т. При выбранном реагентном режиме получен коллективный концентрат, содержащий 3,99 % меди при извлечении 92,96 %; 4,45 % свинца при извлечении 88,21 %; 8,99 % цинка при извлечении 90,1 %; 30,1 г/т золота при извлечении 83,07 %; 121,0 г/т серебра при извлечении 80,1 %.

Отработан реагентный режим флотации полиметаллического сырья Риддер-Сокольного месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов, представляющих собой полисульфиды щелочных и щелочноземельных реагентов. Реагенты подавались в качестве сульфидизатора на стадии измельчения. С использованием полисульфида натрия, калия, кальция получены результаты, аналогичные базовому режиму. Использование полисульфидов в качестве сульфидизатора не улучшают технологических показателей флотационного обогащения, но позволяют заменить токсичный реагент сульфид натрия. Кроме того, расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом с 100 г/т до 90 и 80 г/т соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму.

Изучен вещественный состав и отработан реагентный режим флотации полиметаллического сырья Тишинского месторождения с применением

базовых реагентов. По результатам минералогического анализа в пробе руды присутствуют: халькопирит, пирит, галенит, сфалерит, кварц, кальцит, тальк, хризотил, альбит, мусковит. Химический состав исходной руды следующий, в мас. %: Cu 0,42; Pb 0,52; Zn 3,11; Fe 6,21; S 8,2; Al₂O₃ 7,74; SiO₂ 54,0; CaO 2,24; MgO 8,38. Содержание благородных металлов в руде в г/т: золота 1,0; серебра 8,8. Результаты дисперсионного анализа измельченной руды показывают, что 63,43 % меди, свинца и цинка сосредоточена во фракции +0,074 мкм. Проведена отработка реагентного режима коллективной медно-свинцовой флотации руды с применением базовых реагентов с получением коллективного концентрата с наиболее низким содержанием цинка. Определен оптимальный режим измельчения исходной руды. Выбраны расходы базовых реагентов. В качестве базовых реагентов применялись: в качестве сульфидизатора сульфид натрия, для депрессии цинковых минералов, пирита цинковый купорос и цианид натрия, собиратель - бутиловый ксантогенат, вспениватель Т-92. Цинковый купорос и цианид натрия подавали и при перечистных флотациях. Схема флотации включала измельчение руды, основную, контрольную коллективные флотации и три перечистки медно-свинцового концентрата. Выбран оптимальный реагентный режим: степень измельчения 87,5 % класса -0,074 мм, расход Na₂S 360 г/т, ZnSO₄ - 1800 г/т, NaCN - 70 г/т, Бкс - 30 г/т, Т-92 - 25 г/т. При выбранном реагентном режиме получен коллективный концентрат, содержащий 10,69 % меди при извлечении 76,32 %; 12,12 % свинца при извлечении 69,56 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 87,48 %. Содержание цинка в коллективном концентрате составило 7,49 %.

Отработан реагентный режим флотации полиметаллического сырья Тишинского месторождения с применением серосодержащих экологически безопасных реагентов, представляющих собой полисульфиды щелочных и щелочноземельных реагентов. Реагенты подавались в качестве сульфидизатора на стадии измельчения и в основную флотацию. С использованием полисульфида натрия, калия, кальция получены результаты, аналогичные базовому режиму. Использование полисульфидов позволяют заменить токсичный реагент сульфид натрия. Кроме того, расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом на 10-20 % соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Рудные полезные ископаемые Казахстана // Источник - <https://moxnpn.ru/kazakhstan/46-rudnye-poleznye-iskopaemye-kazaxstana.html>
2. Байбатша А.Б., Антоненко А.А., Кулкашев Н.Т., Бекботаева А.А. О моделях образования и промышленных типах месторождений свинца и цинка Казахстана // Вестник КазНТУ. - 2011. - № 4(86). - С. 12-19. http://portal.kazntu.kz/files/publicate/2014-11-20-elbib_23.pdf
3. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. - Москва: Изд-во. МГГУ. Т.3.-2005.-С.169-171.
4. Саградян А.Л., Крагачев Б.Г. Физико-химические методы исследования флотационного процесса. – Ереван: из-во Айастану, 1980. – 205 с.
5. Богданов О.С., Гольман А.М., Каковский И.А. и др. Физико-химические основы теории флотации.- М.: Наука, 1983. - 456 с.
6. Шайке Ж.А., Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Гизатуллина Д.Р., Акубаева М.А. Выбор оптимального режима сульфидизации окисленной медной руды // Промышленность Казахстана. – 2014. - № 4. – С. 68-71.
7. Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М.; Недра.- 1981.- 302 с.
8. Tussupbayev T. K., Mukhanova A. A., Narbekova S. M., Semushkina L V., Turysbekov D. K. Application of polysulphide of calcium as sulfidizing agent at flotation of the oxidized lead-bearing ores // Complex use of mineral resources. - №4. - 2016. - С.12-16.
9. Бектурганов Н.С., Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Акубаева М.А. Применение сульфидизации при переработке окисленных медных руд Удоканского месторождения //Цветные металлы. – 2016. - № 9. – С. 22-27.
10. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Кн.1. – М.: Издательство Московского государственного горного университета. – 2005. – С.249-254.
11. Лапшин Д.А., Простакишин М.Ф., Золотарев В.Н., Храмцова И.Н. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 1. Лабораторные исследования по определению основных технических решений // Цветные металлы. – 2014. - № 8. – С. 14-19.
12. Глембоцкий В.А., Анфимова Е.А. Флотация окисленных руд цветных металлов.– М.; Недра.- 1966.- С.245.
13. Чантурия В.А., Трофимова Э.П. Переработка окисленных руд. –М.; Наука.- 1985.- С.69-71.
14. Абрамов А.А. Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. – М.; Недра.- 1978.
15. Абрамов А.А., Леонов С.Б., Сорокин М.М. Химия флотационных систем. – М.; Недра.- 1982.
16. Абрамов А.А., Бичевина Н.Г., Конев В.А. Разработка технологии извлечения свинца из труднообогатимых окисленных и смешанных

свинцово-цинковых руд переменного состава //Цветная металлургия.-1963. – №20.- С.19-23.

17. Глазунов Л.А. Управление степенью окисления минералов важнейший фактор повышения эффективности флотационного процесса //Цветные металлы.-1974.-№4.-С.66-71.

18. Калинин Ю.О. Сульфидизация окисленных свинцовых руд полисульфидами натрия (На примере месторождения Доватка).- Дис. канд. техн. наук : 25.00.13 Чита, 2005 152 с.

19. Оскембеков И.М., Бектурганов Н.С., Каткеева Г.Л., Буркитсетеркызы Г., Гизатуллина Д.Р. Использование процесса сульфидирования при переработке окисленных медных руд.- КИМС №1.- 2017.

20. Bekturganov N., Katkeyeva G., Oskembekova Zh., Oskembekov I., Akubayeva M. Physical-chemical regularities of calcium polysulfides synthesis //16th International Multidisciplinary Scientific Geoconference SGEM 2016.- Book 1.- Volume II.- 2016.- P. 1143-1149.

21 Z. Cao, X. Chen, Y. Peng The role of sodium sulfide in the flotation of pyrite depressed in chalcopyrite flotation // Minerals Engineering.- Volume 119.- 2018.- P. 93-98.

22. W. Yin, J. Xue, D. Li, Q. Sun, Sh. Huang Flotation of heavily oxidized pyrite in the presence of fine digenite particles // Minerals Engineering.- Volume 115.- 2018, P. 142-149.

22. Тусупбаев Н.К., Муханова А.А., Сычева Е.С., Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К. Разработка способа получения сульфидизатора полисульфида кальция и исследование возможности флотационного обогащения окисленных руд с его применением //Вестник КазНАЕН. – 2016. - №1.- С. 50-55.

23. Tussupbayev T. K., Mukhanova A. A., Narbekova S. M., Semushkina L V., Turysbekov D. K. Application of polysulphide of calcium as sulfidizing agent at flotation of the oxidized lead-bearing ores // Complex use of mineral resources.- №4. 2016.-С.12-16.

24. K.C. Corin, M. Kalichini, C.T. O'Connor, S. Simukanga. The recovery of oxide copper minerals from a complex copper ore by sulphidisation. Minerals Engineering 2017, Vol.102, P.15–17.

25. Калинин Ю.О., Никифоров К.А., Гуляшинов А.Н. Обогащение окисленной свинцовой руды //Всероссийская научно-практическая конферен. «Экологическая безопасность, сохранение окружающей среды и устойчивость развития регионов Сибири и Забайкалья». Материалы Всероссийской научно-практической конференции (11-12 сентября).-Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН.-2002.- С.103-105.

26. Патент 217595 RU.МПК⁷ C22 B13/00. Способ обогащения труднофлотируемой окисленной свинцовой руды //Калинин Ю.О., Гуляшинов А.Н., Никифоров К.А., Хантургаева Г.И. - №99118157/02; заявл.18.18.1999; опубл.20.02.2002.- Бюл.№5.- 6 с.

27. Патент 217596 RU.МПК⁷ C22 B13/00. Способ переработки окисленной свинцовой руды // Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г., Калинин Ю.О., Никифоров К.А., Хантургаева Г.И. - №99118158/02; заявл.18.18.1999; опубл.20.02.2002.-Бюл.№5.- 6 с.
28. Патент 2208059 RU.МПК⁷ C22 B 19/00. Способ переработки окисленной цинковой руды // Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г., Калинин Ю.О., Хантургаева Г.И.-№2001131339/02; заявл.20.11.2001; опубл.10.07.2003. - Бюл.№19.- 6 с.
29. Панова Н.И.; Елисеев Н.И. 2012416 Способ обогащения окисленных медных руд; заявл.09.09.1992; опубл.15.05.1994.
30. Патент СССР №73626 Способ сульфидизации при флотации окисленных свинцовых руд; заявл. 13.03.1947; опубл.31.01.1949.
31. Сагиндыкова З.Б., Бектурганов Н.С., Омаров Б.Н. и др. Способ обогащения труднофлотируемой окисленной медной руды /А.с. СССР 1640186-14 апреля 1989.
32. Q. Cao, J. Cheng, Q. Feng, Sh. Wen, B. Luo Surface cleaning and oxidative effects of ultrasonication on the flotation of oxidized pyrite // Powder Technology.- Volume 311.- 2017.- P. 390-397.
33. K. Yang, L. Zhang, X. Zhu, J. Peng, F. Zhu Role of manganese dioxide in the recovery of oxide-sulphide zinc ore // Journal of Hazardous Materials.- Volume 343.- 2018.- P. 315-323.
34. Химическая энциклопедия / Редкол.: Кнунянц И.Л. и др..- М.: Советская энциклопедия, 1992.- Т.3. - 639с. ISBN 5-82270-039-8.
35. Moenke H., Mineralspektren, Acad. Verlag, Berlin.- 1962.- 394 S.
36. Власов А.Г., Флоринская В.А. и др. Инфракрасные спектры неорганических стекол и кристаллов, Изд-во «Химия», Л.- 1972.- С.304.- Табл. 20. - Рис. 217.
37. HR Minerals (600 spectra). Thermo Fisher Scientific Inc. for Nicolet FT-IR.- 2008.
38. Farmer V.C. The Infrared Spectra of minerals, London. – 1974. - 539 p.
39. Тарасевич Ю.И., Сивалов Е.Г. Инфракрасные спектры слюд // Ук. Хим. Ж.- 1972.- Т.38,11.- С. 1112 – 1120.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Список опубликованных работ по теме диссертаций

1. Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Сатыханова А., Асан Е.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М. Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья // Сборник материалов XII Конгресса обогатителей стран СНГ.- Москва, 25-27 февраля 2019. – С. 458-463.

2. Турысбеков Д.К., Муханова А.А., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А., Мусина М.М., Мухамедилова А.М., Асан Е.А. Изучение влияния железосодержащих реагентов на процесс разделения медно-свинцового концентрата // Сборник материалов XXV Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья».- Екатеринбург, 07-10 апреля 2020.- С.

**МАТЕРИАЛЫ
XXV Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
07-10 апреля 2020 г.**

Екатеринбург – 2020

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Турсыбеков Д. К., Муханова А. А., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А.,
Мусина М. М., Мухамедилова А. М., Асан Е. А
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

В Казахстане при обогащении полиметаллических руд наибольшее распространение нашли коллективно-селективные схемы флотации с получением коллективных концентратов с их последующей селекцией. Основная задача при этом сводится к подбору эффективных депрессоров для подавления тех или иных минералов цветных металлов. Безусловно, наиболее эффективным депрессором сульфидных минералов цветных металлов являются цианиды [1-2]. В настоящее время ведутся поиски в направлении усовершенствования данных технологий: предлагаются реагенты, позволяющие снизить расход цианидов [3], реагенты добавки к сульфоксидным [4] и хромовым соединениям [5], разрабатываются селективные депрессоры [6-10].

В ранних исследованиях [11] при разделении коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата нами предлагалось использовать, совместно нагрев пульпы до 60°C и модифицированный смесевой аэрофлот, представляющий собой смесь бутилового аэрофлота и сивушного масла в соотношении 1:3, позволяющий повысить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,5-3 %.

В данной работе проведены исследования по изучению влияния железосодержащих реагентов на процесс разделения медно-свинцового концентрата. Эти реагенты использованы в качестве депрессора минералов свинца. Для исследований представлены две пробы железосодержащего реагента (№ 1, № 2). По результатам рентгенофазового анализа в железосодержащем реагенте №1 содержится 31,1 % кварца, 17,0 % гетита, 14,3 % гематита, 13,4 % кальцита, 12,6 % мусковита, 11,6 % гидротальцита, а железосодержащий реагент № 2 представлен в основном в виде магнетита.

Для исследований представлена проба коллективного медно-свинцового концентрата, полученного из руды Риддер-Сокольного месторождения. На данной пробе руды были сделаны химический, и рентгенофазовый анализы. По результатам химического анализа в пробе медно-свинцового концентрата содержится 10,38 % свинца, 4,6 % цинка, 13,40 % меди, 27,0 % железа.

По результатам рентгенофазового анализа в пробе содержится 52,6 % халькопирита CuFeS_2 , 18,7 % пирита FeS_2 , 11,9 % англезита PbSO_4 , 8,6 % галенита PbS , 8,3 % сфалерита ZnS . Возможно присутствие макферсонита $\text{Pb}_4(\text{SO}_4)(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$.

Проведен гранулометрический анализ медно-свинцового концентрата, результаты представлены в таблице 1, результаты которого показывают, что основная часть металлов сосредоточена в классе крупности минус 0,044 мм.

Таблица 1 – Распределение металлов по классам крупности в пробе медно-свинцового концентрата руды Риддер-Сокольного месторождения

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe
+0,1	0,75	22,26	12,03	2,06	23,61	1,49	0,60	0,46	0,65
-0,1+0,074	4,1	24,02	12,82	1,82	23,49	8,78	3,51	2,22	3,52
-0,074+0,044	14,65	14,64	17,86	1,58	24,19	19,12	17,47	6,88	12,95
-0,044+0	80,50	9,84	14,59	3,78	28,18	70,61	78,42	90,44	82,89
ИТОГО	100,0	11,22	14,98	3,36	27,37	100,0	100,0	100,0	100,0

Проведена отработка реагентного режима флотационного разделения коллективного медно-свинцового концентрата Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов.

Для разделения медно-свинцового концентрата принята сульфитная технология [12-13], которая включает десорбцию в присутствии сульфида натрия, отмывку, агитацию с сульфитом натрия и железным купоросом при pH пульпы 5,6-5,8, основную, контрольную медную флотацию и две перерешетки медного концентрата при pH пульпы 5,6-5,8 (рисунок 1). В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, вспенивателя – Т-80. pH 5,6-5,8 поддерживали с использованием раствора серной кислоты.

Перед селективной флотацией проводилась агитация коллективного медно-свинцового концентрата в течение 10 минут в присутствии сернистого натрия для десорбции ранее примененных реагентов. Агитация проводилась в лабораторной мешалке. После десорбции проводилась отмывка коллективного концентрата. Коллективный концентрат далее подвергался обработке серной кислотой при узком pH 5,6-5,8 с применением железного купороса и сульфида натрия в течение 10 мин. Перерешетные операции проводились без использования реагентов. Все операции селективного цикла проводились в узком pH 5,6-5,8.

Выбраны оптимальные расходы базовых реагентов: десорбента сульфида натрия (7 кг/т), депрессоров минералов свинца сульфида натрия (8 кг/т) и железного купороса (6 кг/т), бутиловый ксантогенат натрия 25 г/т (собиратель), вспениватель Т-80 10 г/т. По сульфитной базовой технологии получен медный концентрат с содержанием меди 24,5 %, свинца 5,0 % при извлечении меди и свинца соответственно 69,0 и 5,2 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца 38,0 %, меди 5,0 % при извлечении свинца и меди соответственно 87,0 и 22,8 %. В сравнении с базовым режимом проводили селекцию коллективного медно-свинцового концентрата с использо-

ванием в качестве депрессора минералов свинца проб № 1 и № 2 железосодержащего реагента взамен железного купороса и сульфита свинца. При этом расход десорбента, собирателя и вспенивателя остается неизменным. Результаты селекции коллективного концентрата при разном расходе реагентов № 1 и № 2 приведены соответственно рисунку 1.

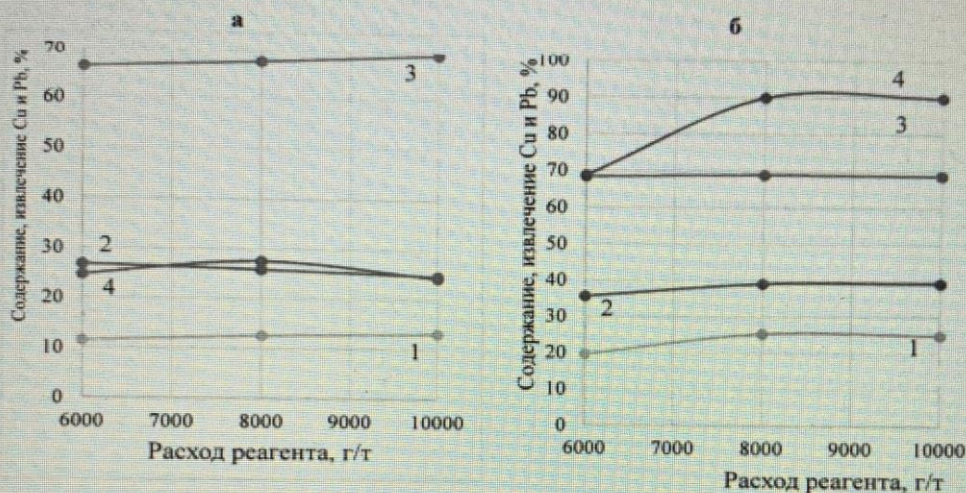


Рисунок 1 – Зависимость содержания, извлечения Cu, Pb в одноименные концентраты от расхода реагента № 1 (а) и № 2 (б):

- 1 – содержание Cu в медном концентрате;
- 2 – содержание Pb в свинцовом концентрате;
- 3 – извлечение Cu в медный концентрат;
- 4 – извлечение Pb в свинцовый концентрат

Результаты рисунка 1а показывают, что изменение расхода реагента № 1 не в полной мере оказывает депрессирующее действие на минералы свинца: 60,47-63,03 % свинца остается в медном концентрате; соответственно содержание и извлечение свинца в свинцовый концентрат получается невысокое (извлечение на уровне 24,75-27,61 %).

Результаты рисунка 1б показывают, что железосодержащий реагент № 2 оказывает эффективное депрессирующее действие на минералы свинца. Установлен оптимальный расход реагента № 2 – 8000 г/т. В сравнении с базовым режимом использование реагента № 2 позволяет поднять извлечение свинца в свинцовый концентрат на 3,04 % с 86,95 % до 89,99 %.

Список литературы

1. Кошербаев К. Т. Технология селективной флотации минералов из коллективных сульфидных концентратов // Труды КазПТИ, вып.2. Metallurgy and metal science. – Алматы, 1975. – С. 114-119.

2. Бакинов К. Г. Методы разделения свинцово-медных концентратов // Обогащение руд. – 1962. – № 5. – С. 16-22.
3. B. Guo, Y. Peng, R. Espinosa-Gomez Cyanide chemistry and its effect on mineral flotation. – Minerals Engineering, Vols 66-68, 2014, P. 25-32.
4. López-Valdivieso A., Lozano-Ledesma L.A., Robledo-Cabrera A., Orozco-Navarro O.A. Carboxymethylcellulose (CMC) as PbS depressant in the processing of Pb-Cu bulk concentrates. Adsorption and floatability studies // Minerals Engineering. Volume 112, 2017, P. 77-83.
5. Lundmark A., Ymén I. Phosphate as a potential substitute for dichromate, when depressing galena in copper and lead separation // IMPC 2018 – 29th International Mineral Processing Congress 2019, P. 1610-1618.
6. Wang D., Jiao F., Qin W., Wang X. Effect of surface oxidation on the flotation separation of chalcopyrite and galena using sodium humate as depressant // Separation Science and Technology (Philadelphia). Volume 53, Issue 6, 2018, P. 961-972.
7. Piao Z.-J., Wei D.-Z., Liu Z.-L. Effect of sodium 2, 3-dihydroxypropyl dithiocarbonate on floatability of Cu-Pb sulfide ores // Dongbei Daxue Xuebao /Journal of Northeastern University. –Volume 35, Issue 10, 2014, P.1478-1481.
8. Zhang X., Qian Z., Zheng G., Zhu Y., Wu W. The design of a macromolecular depressant for galena based on DFT studies and its application // Minerals Engineering. Volume 112, 2017, P. 50-56.
9. Liu R.-Z., Qin W.-Q., Jiao F., Wang X.-J., Pei B., Yang Y.-J., Lai C.-H. Flotation separation of chalcopyrite from galena by sodium humate and ammonium persulfate // Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition). Volume 26, Issue 1, 2016, P. 265-271.
10. Li D., Liu Q., Lan Zh. Research on Separation of Mixed Copper-Lead Concentrate, Applied Mechanics and Materials, Vol. 470, pp. 818-822, 2014.
11. Тусупбаев Н. К., Бектурганов Н. С., Турысбеков Д. К., Семушкина Л. В., Муханова А. А. Усовершенствование технологии селекции коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата // Обогащение руд. – 2013. – № 6. – С. 12-17.
12. Кошербаев К. Т., Брискман Б. Ш. К вопросу изучения флотуемости сульфидов под воздействием сернокислого железа и сульфит иона // Сб. Металлургия и металлосоведение, Алма-Ата, КазПТИ, 1974. – С. 18-20.
13. Бакинов К. Г. Исследование устойчивости системы $Fe^{2+}-SO_4^{2-}$, применяемый для селекции сульфидов // Цветные металлы, 1974. – № 7 – С.93-96.

УДК 669.213.63; 661.887

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ХВОСТОВЫХ ОТХОДОВ НГМК

Шарипов Х. Т.¹, Туресебеков А. Х.², Авазбекова А. А.³, Жураев Х. Б.³

¹Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г. Ташкент, Узбекистан

²Институт геологии и геофизики Госкомгеологии, г. Ташкент, Узбекистан

³Региональный социальный инновационный институт, г. Чимкент, Казахстан

Разработка и освоение технологии извлечения золота из накопленных
техногенных минеральных объектов, в первую очередь, из отвалов, хвостов

СОДЕРЖАНИЕ

РАСЧЕТ И ОПТИМИЗАЦИЯ ОПРОБОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТНОСИТЕЛЬНЫХ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ Козин В. З.	3
АНАЛИЗ КОНЦЕНТРАЦИИ НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД Морозов В. В., Пестряк И. В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан	6
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРОЦИКЛОНОВ В ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ Пелевин А. Е.	10
СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕВОШПАТОВОГО СЫРЬЯ Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н., Назаренко Л. Н.	15
ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ЗАБАЛАНСОВОЙ РУДЫ ОЗЁРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Цыпин Е. Ф., Зиятдинов С. В., Ефремова Т. А., Попова Е. В., Кургузова А. С.	20
СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ФЕРРОСИЛИЦИЯ В ПРОЦЕССЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ Двойченкова Г. П., Морозов В. В., Тимофеев А. С., Подкаменный Ю. А.	24
МОДЕЛИ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Елизаров Д. Б.	29
ОПТИМИЗАЦИЯ СОСТАВА КОМПАУНДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ Лезова С. П., Морозов В. В.	33
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ КОВДОРСКОГО ГОКА Бармин И. С., Морозов В. В.	37
О РОЛИ ЖЕЛЕЗА В МЕХАНИЗМЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД, ОБРАЗУЮЩИХ С МИНЕРАЛАМИ КОНТАКТНЫЕ ГАЛЬВАНОПАРЫ ТИПА ПИРИТ-МЕТАЛЛИЧЕСКОЕ ЖЕЛЕЗО Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Абрютин Д. В., Каюмов А. А., Корж В. Р.	42
ИЗУЧЕНИЕ КРИТИЧЕСКОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИЦЕЛЛООБРАЗОВАНИЯ СОБИРАТЕЛЕЙ С РАЗНОЙ МОЛЕКУЛЯРНОЙ СТРУКТУРОЙ МЕТОДОМ УЛЬТРАФИОЛЕТОВОЙ СПЕКТРОСКОПИИ Корж В. Р., Аксенова Д. Д., Игнаткина В. А.	45

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЕЛЬМАЧИК Василюк П. А., Размахнин К. К.	100
КОМПЛЕКСНЫЙ РЕЦИКЛИНГ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА Шепелев И. И., Головных Н. В.	104
ПЕРЕРАБОТКА ХВОСТОВ ЗОЛОТОДОБЫЧИ МЕТОДАМИ ИОНСОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ Головных Н. В., Чудненко К. В., Шепелев И. И.	110
ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД Турецкая Н. Ю., Прокопьев С. А., Прокопьев Е. С., Емельянова К. К., Кадесников И. В., Копылов С. А.	115
ВЫБОР ИОНИТА ДЛЯ СОРБЦИИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОСТАТКА ОТ ХЛОРИРОВАНИЯ ЦИРКОНОВОГО ПРОМПРОДУКТА Найманбаев М. А., Дмитриев А. Н., Лохова Н. Г., Балтабекова Ж. А.	119
ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ Мамбеталиева А. Р., Акказина Н. Т., Нурманова А. Н., Бакраева А. Н., Ералiev А. А.	124
ФЛОТАЦИЯ ЛЕГКОЙ ФРАКЦИИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКИЯ Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б.	128
ПОЛУЧЕНИЕ КАЛЬЦИЕВОЙ СЕЛИТРЫ ИЗ РАСТВОРОВ ОТ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ АЗОТНОЙ КИСЛОТОЙ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ТИТАНОВОГО ПРОИЗВОДСТВА Ульгаракова А. А., Есенгазиев А. М., Касымжанов К. К., Улдаханов О. Х.	132
ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ОЧИСТКИ ШЛАМОВЫХ ВОД МЕТОДОМ УЛЬТРАФЛОКУЛЯЦИИ Билялова С. М., Есенгазиев А. М., Мукатаева Н. Н.	137
ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ БАРИТСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ Тусупбаев Н. К., Турысбеков Д. К., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А., Мухамедилова А. М., Мусина М. М., Садык Б.	142
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА Турысбеков Д. К., Муханова А. А., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А., Мусина М. М., Мухамедилова А. М., Асан Е. А.	146
ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ХВОСТОВЫХ ОТХОДОВ НГМК Шарипов Х. Т., Турессебеков А. Х., Авазбекова А. А., Жураев Х. Б.	149

МИСиС



СБОРНИК материалов

Outotec

metso

ПОЛИМЕТАЛЛ

ENGINEERING DOBERSEK

Горная
ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

**XII Конгресс обогатителей стран СНГ
25-27 февраля 2019 г.**

СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ

**Москва
2019**

**ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩИХ
РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС СУЛЬФИДИЗАЦИИ ПРИ
ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ**

¹Тусупбаев Н.К., ¹Турысбеков Д.К., ¹Нарбекова С.М.,
¹Сатыханова А., ²Асан Е.А., ¹Калдыбаева Ж.А.,
¹Мухамедилова А.М.

¹«Институт металлургии и обогащения», г. Алматы,
Казахстан

²«Казахский национальный исследовательский технический
университет имени К.И.Сатбаева»

e-mail: s.narbekova@mail.ru

В настоящее время на основе сложившейся в Казахстане и за рубежом практики переработки окисленных и смешанных руд цветных металлов, а также проведенных научных исследований в этой области выявились следующие основные и принципиальные методы обогащения окисленных и смешанных свинцовых, цинковых и медных руд: – флотация с применением предварительной сульфидизации окисленных минералов цветных металлов сернистым натрием или другими сульфидизаторами с последующей флотацией этих минералов обычными сульфидрильными собирателями. Окисленные и смешанные руды цветных металлов являются продуктом окисления сульфидных руд. В качестве сульфидизатора, чаще всего, на обогатительных предприятиях используют сернистый натрий Na_2S . В данной работе изучено влияние серосодержащих реагентов (полисульфидов) на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья. Серосодержащие реагенты получены на основе серы технической и оксидов щелочных, щелочноземельного (Na, K, Ca) металлов, влияние этих реагентов на процесс сульфидизации проводили в сравнении с базовым сульфидизатором – сернистым натрием. Задача сводится к снижению токсичности используемых флотореагентов.

Рентгенофазовый анализ базового сульфидизатора Na_2S и серосодержащих реагентов (рисунок 1) показал, что в отличие

от базового сульфидизатора реагенты содержат значительное количество октасеры S_8 (25,0–44,7–56,9 %), а остальная часть представлена в основном дисульфидами. Исследования проведены на полиметаллической руде Тишинского месторождения, в которой по результатам минералогического анализа присутствуют: халькопирит $CuFeS_2$, пирит FeS_2 , галенит PbS , сфалерит ZnS , кварц $\alpha-SiO_2$, кальцит $CaCO_3$, тальк $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_4$, хризотил $Mg_3Si_2O_5(OH)_4$, альбит $NaAlSi_3O_8$, мусковит $KAl_2Si_2AlO_{10}(OH)_2$. Химический состав пробы следующий, в мас. %: Cu 0,42; Pb 0,52; Zn 3,11; Fe 6,21; S 8,2; Al_2O_3 7,74; SiO_2 54,0; CaO 2,24; MgO 8,38. Содержание благородных металлов в руде в г/т: золота 1,0; серебра 8,8. Результаты дисперсионного анализа измельченной руды показывают, что 63,43 % меди, свинца и цинка сосредоточена во фракции +0,074 мкм.

Схема флотации полиметаллической руды Тишинского месторождения включает цикл коллективной флотации с получением коллективного медно-свинцового концентрата и три перечистки коллективного концентрата. Сульфидизатор подавали на стадии измельчения (расход 200 г/т) и на стадии основной коллективной флотации (130 г/т). Реагентный режим основной коллективной флотации следующий: для депрессии сульфидных минералов цинка и железа использовали цинковый купорос (общий расход 1200 г/т) и цианид натрия (45 г/т); в качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия (15 г/т); в качестве вспенивателя – Т-92 (20 г/т). Время основной коллективной флотации составило 12 минут. В основную коллективную флотацию собиратель – бутиловый ксантогенат и вспениватель – Т-92 подавали дробно несколькими порциями. Для очистки коллективного концентрата от минералов цинка и железа в перечистные операции дополнительно подавали цинковый купорос (общий расход 600 г/т) и цианид натрия (25 г/т) с целью получения более качественного коллективного концентрата. Для доизвлечения свинцовых и медных минералов в контрольную операцию подавали собиратель (15 г/т) и вспениватель (5 г/т). Оптимальный базовый режим коллективной медно-свинцовой флотации следующий: оптимальная степень

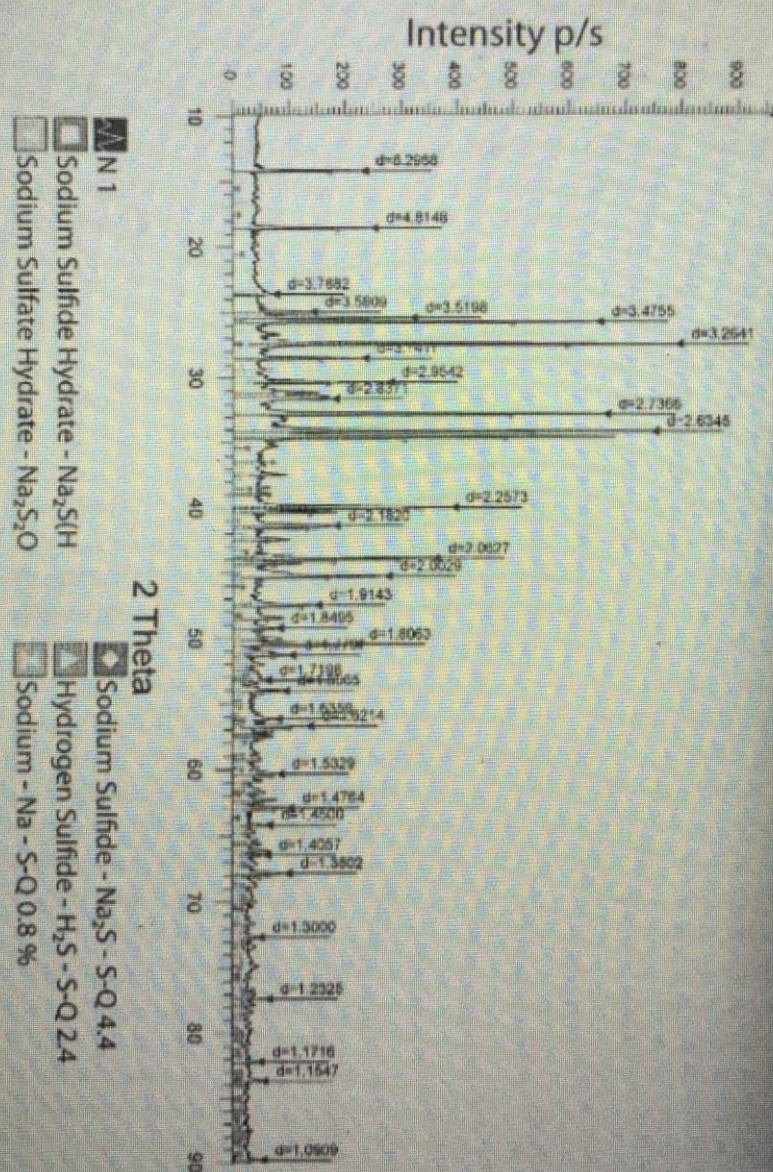


Рисунок 1-1. Рентгенограмма базового сульфидизатора и серосодержащих реагентов. Базовый сульфидизатор.



N₂ **Pota** **Sulf**

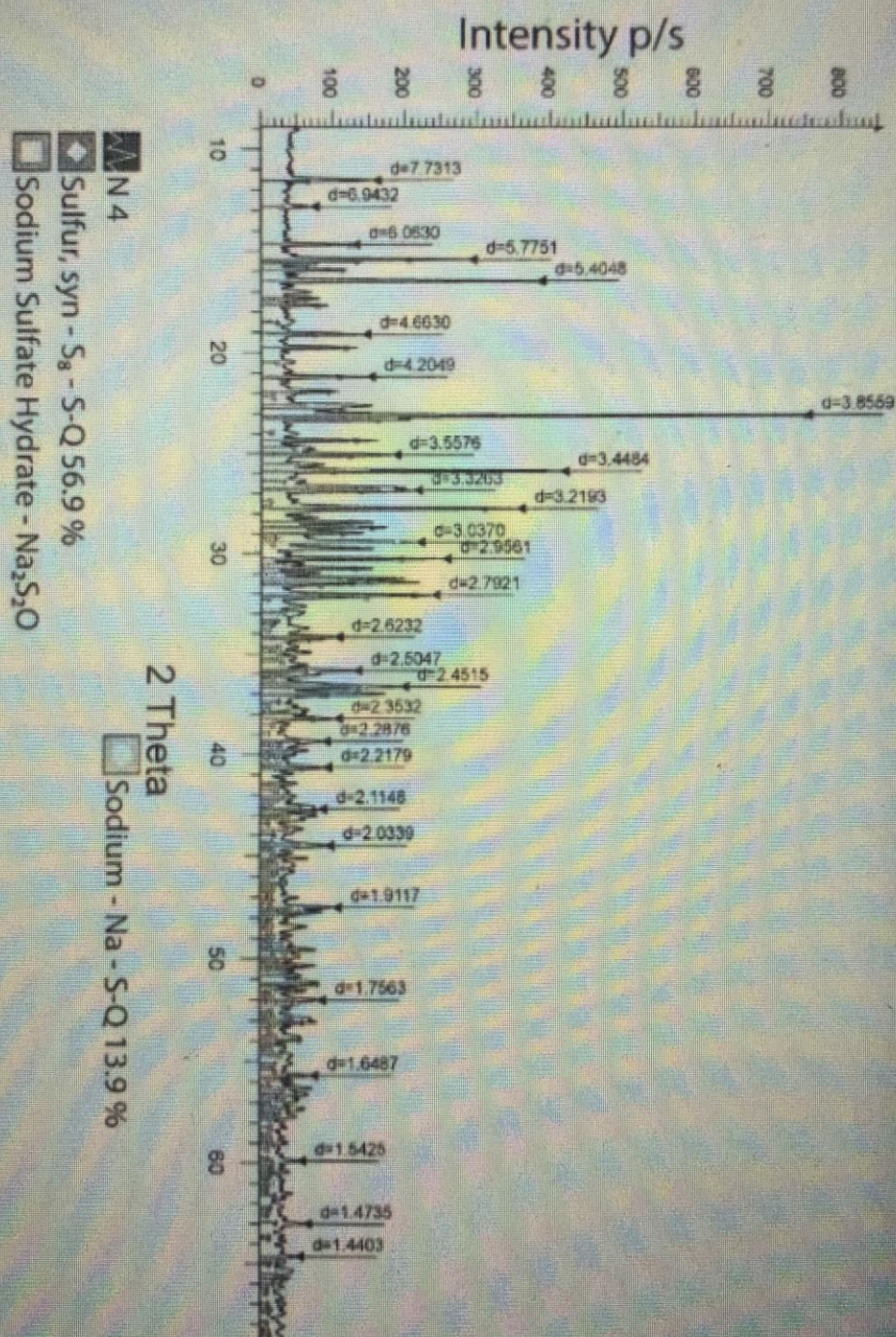


Рисунок 1-3. Рентгенограмма базового сульфидизатора и серосодержащих реагентов. Полисульфид калия.

измельчения 87,5 % класса – 0,074 мм; оптимальный расход собирателя – 15 г/т; оптимальный расход пенообразователя – 25 г/т. По оптимальному базовому режиму получен коллективный медно-свинцовый концентрат с выходом 2,89 %, содержащий 10,69 % меди при извлечении 76,32 %; 12,12 % свинца при извлечении 69,56 %. Цинк депрессировался в хвосты флотации на 87,48 %. Содержание цинка в коллективном медно-свинцовом концентрате составило 7,49 %.

Далее взамен базового сульфидизатора Na_2S использовали серосодержащие реагенты на стадии измельчения и в основной флотации. Опыты проведены по подбору оптимального расхода полисульфидов натрия, калия и кальция. Расход полисульфида натрия варьировался в интервале 280, 320, 360 г/т, причем 55 % от общего расхода сульфидизатора подается в процессе измельчения, а 45 % – при основной флотации. Расход полисульфида калия варьировался в интервале 220, 280, 360 г/т; расход полисульфида кальция варьировался в интервале 320, 360, 400 г/т, причем расход сульфидизатора в процессе измельчения и при основной флотации аналогичен полисульфида натрия (55 % и 45 %). Установлены оптимальные расходы реагентов: 320 г/т полисульфида натрия, 280 г/т полисульфида калия, 360 г/т полисульфида кальция. С использованием полисульфидов щелочных и щелочно-земельного металла получены результаты, аналогичные базовому режиму. Расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом на 10–20 % соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму. Результаты испытаний показывают, что сульфидизирующая способность реагентов повышается в ряду от $\text{CaS}_n \rightarrow \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_n \rightarrow \text{K}_2\text{S}_n$.

Таким образом, изучено влияние серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья. Серосодержащие реагенты (полисульфиды) позволяют заменить токсичный базовый сульфидизатор – сернистый натрий с сохранением технологических показателей флотационного обогащения. При этом расход полисульфидов щелочных металлов снижается на 10–20 %.

ОГЛАВЛЕНИЕ

НОВЫЕ РЕАГЕНТЫ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ И ВЛАГООТДЕЛЕНИЯ Mikhail Golets, Andrew Lewis, Henrik Nordberg	3
ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ Алгебраистова Н.К., Комарова Е.С., Самородский П.Н., Прокопьев И.В., Перфильева Н.С.	5
ТЕХНОЛОГИЯ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ НИЗКОСОРТНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ХИМИЧЕСКИМ СПОСОБОМ В ЖИДКОЙ ФАЗЕ Теут А.О.	9
ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ТЕТРАЭТИЛТИУРАМДИСУЛЬФИДАМИ Соложенкин П.М.	13
BENEFICATION PLANTS WASTEWATER FROTHER PURIFICATION Ospanova G.S.	18
ОСОБЕННОСТИ ЭКОЛОГОЩАДЯЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ Шумилова Л.В., Мязин В.П.	21
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА БУРОВОГО ШЛАМА НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОЙ СИБИРИ В СТРОИТЕЛЬСТВЕ ДОРОГ Власов А.С., Пугин К.Г.	26
ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД Левченко Е.Н., Лихникевич Е.Г.	33
К ВОПРОСУ ОБ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В МЕЛЬНИЦАХ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ Маляров П.В., Ковалёв П.А., Долгов А.М.	37
УСТРОЙСТВО ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ КАТОДНОЙ СУРЬМЫ, ОБОГАЩЕННОЙ ЗОЛОТОМ Ковалев В. В., Соложенкин П. М., Соложенкин О. И., Ковалева О. В.	42
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА ОТРАБОТАННОГО ФОРМОВОЧНОГО ПЕСКА (СТАЛЕЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО) В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ Тюрюханов К.Ю., Пугин К.Г.	46
РАЗРАБОТКА МАЛЮРЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД ГОКА «ЭРДЭНЭТ» Пестряк И.В.	49

УДАРНОГО ДРОБЛЕНИЯ Матвеев А.И., Львов Е.С.	450
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АБАИЛ (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН) ПОСЛЕ ОБЖИГА Газалеева Г.И., Мушкетов А.Ал.	454
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС СУЛЬФИДИЗАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Сатыханова А., Асан Е.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.	458
ПОСТРОЕНИЕ КРИВЫХ ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ ПРЕДЕЛЬНОЙ ОБОГАТИ- МОСТИ, ЛИМИТИРУЕМОЙ РАСКРЫТИЕМ МИНЕРАЛОВ, ПО ДАННЫМ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ МИНЕРАЛОГИИ Шехирев Д.В., Смайлов Б.Б., Смайлова А.Б., Мураитов Д.	464
ПРИМЕНЕНИЕ ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ГЕМАТИ- ТА ИЗ ХВОСТОВ МОКРОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД Иванова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С.	468
АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ.....	489

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию

Асан Акерке Аязханқызы

по специальности 6М073700 - Обогащение полезных ископаемых
на тему: «Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс
сульфидизации при переработке полиметаллического сырья».

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В магистерской диссертации проведены исследования по флотационному обогащению полиметаллических руд Риддер-Сокольского и Типинского месторождений. Работа Асан А.А. выполнена на актуальную тему, поскольку в настоящее время технологические показатели флотации зависят от качества, ассортимента, токсичности используемых флотореагентов. Выполнен анализ передовых технологий обогащения полиметаллических руд в странах СНГ. Изучен вещественный и минералогический состав полиметаллических руд, гранулометрический состав и характер распределения свинца, меди и цинка. По результатам минералогического состава и структуры руды, от размеров вкраплений исследуемой руды определены оптимальные параметры флотационного обогащения полиметаллических руд. Разработана эффективная технология флотационного обогащения руды с применением серосодержащих реагентов в качестве сульфидизатора, позволяющих заменить токсичный сульфидизатор - сульфид натрия. Расход полисульфидов натрия и калия снижается в сравнении с базовым реагентом на 10-20 % соответственно. Расход же полисульфида кальция аналогичен базовому режиму.

Результаты магистерской диссертации опубликованы в материалах научно-технических конференций

- Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Нарбекова С.М., Сатыханова А., Асан Е.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М. Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья // Сборник материалов XII Конгресса обогащателей стран СНГ.- Москва, 25-27 февраля 2019. – С. 458-463.

- Турысбеков Д.К., Муханова А.А., Нарбекова С.М., Калдыбаева Ж.А., Мусина М.М., Мухамедилова А.М., Асан Е.А. Изучение влияния железосодержащих реагентов на процесс разделения медно-свинцового концентрата // Сборник материалов XXV Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья».- Екатеринбург, 07-10 апреля 2020.- С.146-149.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

Проледан большой объем магистерской работы. Однако в работе можно отметить следующее замечание: литературный обзор не включает практику дальнего зарубежья.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Рецензируемая магистерская диссертация относится к перспективным в области переработки минерального сырья. В целом работа соответствует требованиям, предъявляемым к магистерским диссертациям и заслуживает оценки 95 % («отлично»). Магистрант Асан Акерке Аязханқызы заслуживает присуждения степени магистра по специальности 6М073700 - Обогащение полезных ископаемых.

Рецензент

Зав. сектором моторных топлив АО «Институт топлива,
катализа и электрохимии им. Д.В. Сокольского»
доктор химических наук

03.10.2020 г.



заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Асан Акерке

Название: Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья

Координатор: Несипбай Тусупбаев

Коэффициент подобия 1:8,1

Коэффициент подобия 2:1,6

Замена букв:28

Интервалы:3

Микропробелы:0

Белые знаки:0

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

Работа выполнена добросовестно и не обладает признаками плагиата

03 июля 2020 г.

Буренишинов М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация на тему: Изучение влияния серосодержащих соединений на процесс сульфидогенеза при преобразовании полиметаллического сырья. Работа выполнена самостоятельно, добросовестно и не требует призыва к помощи.

Допуск к защите

03.07.2020 г.

Буренин М.Б.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения



Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Асан Акерке

Название: Изучение влияния серосодержащих реагентов на процесс сульфидизации при переработке полиметаллического сырья

Координатор: Несипбай Тусупбаев

Коэффициент подобия 1: 8,1

Коэффициент подобия 2: 1,6

Замена букв: 28

Интервалы: 3

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

.....

.....

Дата

Подпись Научного руководителя