

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Сейсенбек Азиза Қанатқызы

«Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды
месторождения «Коктасжал»

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

ОП 7М07226 – Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный
исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева»

Институт Горно-металлургический имени О. А. Байконурова

УДК 622.7

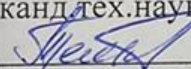
На правах рукописи

Сейсенбек Азиза Канаткызы

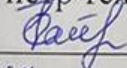
МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

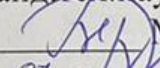
Название диссертации	«Исследование флотационного обогачения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал»
Направление подготовки	7M07226 – «Обогащение полезных ископаемых»

Научный руководитель:
канд.тех.наук, доцент, профессор
 Ш.А. Телков
" 07 " 06 2024 г.

Рецензент:
Старший научный сотрудник, PhD
РГП «НЦ КГМС РК» ГНПОПЭ
«Казмеханобр»
 Суримбаев Б.Н.
" 07 " 06 2024 г.

Нормоконтроль
Ведущий инженер кафедры МиОПИ,
магистр техн. наук
 Таймасова А.Н.
« 07 » 06 2024 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНИТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд.тех.наук, ассоц. профессор
 М.Б. Барменшинова
« 07 » 06 2024 г.

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН


Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева»

Институт Горно-металлургический имени О. А. Байконурова
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

7M07226 – «Обогащение полезных ископаемых»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МиОПИ
канд.тех.наук, ассоц. профессор

 М.Б. Барменшинова
« 15 » / 01 2024 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистрант Сейсенбек Азиза Канатқызы

Тема: Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал»

Утверждена приказом ректора университета № 1033-М от «20» марта 2024 г.

Срок сдачи законченной диссертации «15» 06 2024 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Проба руды месторождения «КОКТАСЖАЛ». НИР по переработке руд месторождения «КОКТАСЖАЛ». Методы исследований: химический, минералогический и другие. Методика проведения мономинеральной флотации.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд;

б) методики исследований;

в) Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения;

г) изучение физико-химических свойств реагентов;

д) изучение влияния реагентов бутиловый ксантогенат, амиловый ксантогенат и Тионокарбамат марки ТС-1000 на флотуемость халькопирита и пирита;

е) исследования по определению оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в медном цикле флотации и применение экологически безопасных флотореагентов для обогащения.

Демонстрационный графический материал представить не менее чем на 10 слайдах с результатами исследований.

Рекомендуемая основная литература:

1 Андреева Г.С., Горюшкина С.Я., Небера В.П. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. – М.; Недра. - 1992. - 410 с.

2 Козин В.З. Опробование на обогатительных фабриках. – М.; Недра. -1988. - 287 с.

3 Самыгин В.Д., Филиппов Л.О. Шехирев Д.В. Основы обогащения руд. – М.; Альтекс. -2003. - 304 с.

4 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья. – М.; Руда и металлы. -2003. - 408 с.


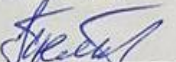
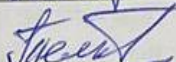
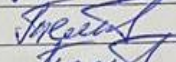
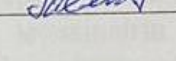

5 Абрамов А.А. //Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископ. -2005. -№ 1. -С.1-14.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

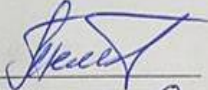
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	20.10.2022	
Аналитический обзор литературы	25.11.2022	
Основные методы анализа и исследований	27.01-20.04.2023	
Экспериментальная часть	05.09.2023 - 15.02.2024	
Заключение	12.03 - 15.04.2024	

Подписи

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

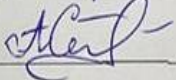
Наименования раздела	Консультант, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	Ш.А. Телков канд.тех.наук, доцент, профессор	25.04.2024	
Аналитический обзор литературы		25.04.2024	
Основные методы анализа и исследований		25.04.2024	
Экспериментальная часть		25.04.2024	
Заключение		25.04.2024	
Норм контроль	Таймасова А.Н. Ведущий инженер кафедры МиОПИ, магистр техн. наук	05.06.2024	

Научный руководитель



Ш.А. Телков

Задание приняла к исполнению обучающийся



А.К. Сейсенбек

Дата

« 04 » 06 2024 г.

АНДАТПА

Бұл магистрлік жұмыста тиімді реагенттерді пайдалана отырып, байытылуы қиын мыс-алтын кендерінен құнды компоненттерді алу үшін флотацияны қолдану тиімділігін арттыратын әдістер әзірленді.

Қиын байытылатын мыс кендерін өңдеуді жетілдірудің қазіргі жағдайы мен жолына талдау жүргізілді. Мыс кендерін флотациялық өңдеуді күшейтудің бір әдісі тиімді, селективті әсер ететін флотациялық реагенттерді қолдана отырып реагенттік режимдерді жетілдіру болып табылады.

Пирит көбінесе кендердегі мыс минералдарымен қатар жүретіндіктен, әртүрлі жинаушылардың қатысуымен халькопирит пен пириттің флотациялануын зерттеу бойынша зерттеулер жүргізілді. Негізгі жинаушы ретінде натрий бутил ксантогенаты, селективті жинаушылар ретінде – амил ксантогенаты (АмилКс) және ТС-1000 маркалы тионокарбамат пайдаланылды. Зерттеу нәтижелері АмилКс және ТС-1000 реагенттерінің минералдардың флотациялануына тиімдірек әсер ететінін көрсетті.

Көктасжал кен орнының құрамында мыс-алтын бар кенді байыту технологиясына зертханалық сынамалар жүргізілді. Кеннің заттық құрамы зерттелді. Кен аралас әдіспен байытылған: гравитациялық және флотациялық. Табиғи алтын гравитациялық әдіспен байытылған. Гравитациялық байытудың қалдықтары флотацияға бағытталған. Қайта өңдеудің флотациялық схемасы негізгі, бақылау және екі флотация операцияларын қамтиды. Негізгі және жаңа тиімді флотореагенттерді қолдана отырып, кенді флотациялық байытудың технологиялық режимдерін пысықтау бойынша зерттеулер жүргізілді. Оңтайлы базалық режим анықталды, бұл ретте 76,79% бөліп алу кезінде 14,8% мыс мөлшерімен мыс концентраты және 66,64% алтынды бөліп алу кезінде 10,2 г/т алтын мөлшерімен алтын концентраты алынды.

Негізгі жинаушыны тиімдірек, селективті әсер ететін реагенттермен амил ксантогенатымен және ТС-1000 маркалы тионокарбаматпен алмастыру мүмкіндігін зерттеу бойынша сынамалар жүргізілді. Жаңа реагенттерді қолдану флотацияның технологиялық көрсеткіштерін жақсартуға мүмкіндік береді: концентраттардың сапасы жақсарады және олардың шығындарын азайта отырып, пайдалы компоненттерді алу артады.

АННОТАЦИЯ

В данной магистерской работе проведена разработка методов, повышающих эффективность применения флотации для извлечения ценных компонентов из труднообогатимых медно-золотосодержащих руд с использованием эффективных реагентов.

Проведен анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд. Одним из способов интенсификации флотационной переработки медных руд является усовершенствование реагентных режимов с использованием более эффективных, селективно действующих флотационных реагентов.

Ввиду того, что чаще всего попутными минералами в рудах сожержится еще и пирит, проведены исследования по изучению флотуемости халькопирита и пирита в присутствии разных собирателей. В качестве базового собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, в качестве селективных собирателей – амиловый ксантогенат (АмилКс) и тионокарбамат марки ТС-1000. Результаты исследований показали, что реагенты АмилКс и ТС-1000 оказывают более эффективное влияние на флотуемость минералов.

Проведены лабораторные испытания технологии обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения Г¹ — сжал. Изучен вещественный состав руды. Руда обогащается комбинированным методом: гравитационным и флотационным. Гравитационным методом обогащают самородное золото. Хвосты гравитации направляются на флотацию. Флотационная схема переработки включает основную, контрольную и две перечистные операции флотации. Проведены исследования по отработке технологических режимов флотационного обогащения руды с применением базовых и новых эффективных флотореагентов. Определен оптимальный базовый режим, при этом получен медный концентрат с содержанием меди 14,8 % при извлечении 76,79 % и содержанием золота 10,2 г/т при извлечении золота 66,64 %.

Проведены исследования по изучению возможности замены базового собирателя более эффективными, селективно действующими реагентами амиловым ксантогенатом и тионокарбаматом марки ТС-1000. Применение новых реагентов позволяют улучшить технологические показатели флотации: улучшается качество концентратов и увеличивается извлечение полезных компонентов при одновременном снижении их расходов.

ANNOTATION

In this master's thesis, the development of methods that increase the efficiency of flotation for the extraction of valuable components from difficult-to-enrich copper-gold ores using effective reagents has been carried out.

The analysis of the current state and ways to improve the processing of difficult-to-enrich copper ores is carried out. One of the ways to intensify the flotation processing of copper ores is to improve the reagent regimes using more efficient, selectively acting flotation reagents.

Due to the fact that pyrite is most often burned along with copper minerals in ores, studies have been conducted to study the floatability of chalcopyrite and pyrite in the presence of different collectors. Sodium butyl xanthogenate was used as the base collector, amyl xanthogenate (AmylX) and thionocarbamate of the TS-1000 brand were used as selective collectors. The results of the research have shown that the reagents AmylX and TS-1000 have a more effective effect on the floatability of minerals.

Laboratory tests of the technology of enrichment of copper-gold ore from the Koktaszhal deposit were carried out. The material composition of the ore has been studied. The ore is enriched by a combined method: gravity and flotation. Native gold is enriched by the gravitational method. The tails of gravity are heading for flotation. The flotation scheme of processing includes the main, control and two re-flotation operations. Research has been carried out on the development of technological modes of flotation ore dressing using basic and new effective flotation reagents. The optimal base regime was determined, while a copper concentrate with a copper content of 14,8% was obtained at 76,79% extraction and a gold content of 10,2 g/t at 66,64% gold extraction.

Studies have been conducted to study the possibility of replacing the base collector with more effective, selectively acting reagents amyl xanthogenate and thionocarbamate of the TS-1000 brand. The use of new reagents makes it possible to improve the technological performance of flotation: the quality of concentrates improves and the extraction of useful components increases while reducing their costs.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд	10
1.1 Технология обогащения медных руд	10
1.2 Флотационные реагенты, используемые при флотации медных руд	15
1.3 Анализ литературного обзора и постановка задач	24
2 Методика исследований	26
3 Технологические исследования	28
3.1 Краткие сведения о месторождении	28
3.2 Изучение вещественного состава руды	28
3.3 Физико-механические свойства руды	35
3.4 Мономинеральная флотация	36
4 Отработка технологических режимов флотации медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал»	40
4.1 Отработка технологических режимов флотации медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей	47
Заключение	49
Список использованной литературы	52
Приложение А Список опубликованных работ по теме диссертаций	54

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Растущие потребности в ископаемом сырье, ухудшение качества добываемых руд, проблемы энерго- и ресурсосбережения требуют новых подходов к технологиям обогащения минерального сырья. За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах снизилось в 1,5 раза, а доля труднообогатимых руд выросла с 15 до 40 % от общей массы сырья, поступающего на обогащение.

Содержание ценных компонентов в перерабатываемых рудах постоянно снижается. Запасы богатых руд практически исчерпаны. Так содержание меди в рудах за 100 последних лет снизилось в 10 раз, содержание железа за 30 лет в рудах снизилось в 2 раза. При переработке таких руд помимо технологических и технических аспектов приобретают значение экономические, экологические и организационные аспекты, что требует совершенствования всей горнодобывающей промышленности [1-4].

В качестве реагентов собирателей для медных и золотосодержащих руд на многих фабриках часто используют ксантогенаты калия и натрия, дитиофосфаты, реже - дитиокарбаматы, меркаптаны, соли жирных кислот и др. Однако данные собиратели не селективный по отношению к золоту и меди, т.к. активно флотируются золотосодержащие сульфиды и сульфиды, не содержащие золото. Получаемые флотационные концентраты с применением реагентных режимов, предусматривающих использование неселективных для золота и меди собирателей, характеризуются высоким выходом и низким содержанием полезного концентрата, что приводит к увеличению затрат на измельчение и гидрометаллургические процессы, что, в свою очередь, увеличивает себестоимость товарного продукта.

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании инновационных технологий флотационного разделения веществ и минералов. В качестве собирателя предложено большое число органических соединений, однако используется на практике не более 160 [5]. Данные реагенты используются для селективной гидрофобизации (понижения смачиваемой) поверхности определенных минеральных частиц, что вызывает прилипание к частицам газовых пузырьков. Гидрофобизация осуществляется за счет вытеснения гидратной пленки. Прилипание пузырьков обусловлено хемосорбцией (образованием химической связи) или физической адсорбцией (ван-дер-ваальсовыми силами). В зависимости от структурных признаков собиратели могут быть анионными, катионными, амфотерными и неионогенными. В молекулах катионных и анионных реагентов содержатся полярные (карбоксо-, аминогруппы и т.д.) и неполярные (углеводородные) группы. Первые обращены к минералу и гидрофобизируют поверхность частиц, сорбируясь на ней. Неполярные группы обращены в воду и, отталкивая ее молекулы, предотвращают гидратацию поверхности частиц.

Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Дополнительное к ксантогенатам использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы.

Большинство предлагаемых новых эффективных селективных собирателей для меди и золота не нашли практического применения на предприятиях РФ из-за их высокой стоимости, превышающей стоимость ксантогената в 4-6 раз, или из-за повышенной токсичности, а также отсутствия в РФ технической базы для производства этих флотореагентов.

Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счет освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную переработку забалансовых руд, отвалов и хвостов, для переработки которых необходимо создание новых реагентных режимов с применением более селективных флотореагентов.

Цели и задачи работы. Целью исследований является разработка технологии обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

Объект исследования сульфидная медно-золотосодержащая руда месторождения «Коктасжал».

Предмет исследования разработка усовершенствованной технологии обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

В задачи исследований входило:

- анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд;
- изучение вещественного состава пробы руды;
- изучение флотируемости халькопирита и пирита монофлотацией минералов в присутствии разных собирателей;
- отработка технологических режимов флотации медной руды месторождения «Коктасжал» с применением базовых реагентов;
- разработка усовершенствованной технологии обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

Научная новизна заключается в разработке эффективной технологии флотации медь- и золотосодержащей руды с применением более селективных действующих собирателей.

1 Анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд

1.1 Технологии обогащения медных руд

Все доступные медьсодержащие природные минеральные агрегаты называют медными рудниками. Высококачественный медный концентрат может быть получен путем грубого измельчения, черновой обработки, очистки медной руды, а затем измельчения и концентрирования крупного концентрата.

Из-за различных типов руды природа руды также различается, поэтому процесс обогащения необходимо настраивать. Конкретный процесс выбора медной руды зависит, главным образом, от состава материала, структуры и степени залегания меди в исходной медной руде.

В целом медную руду можно разделить на три категории: сульфидная руда, оксид меди и природная медь.

Способы обогащения медной руды

Перед обогащением медных руд дробление и измельчение обязательны. Основная часть руды измельчается примерно до 12 см щековой или конусной дробилкой. Затем измельченные материалы отправляются на измельчительное оборудование, и конечный размер частиц медной руды уменьшается до 0,15-0,2 мм.

Сульфид меди можно разделить на медную руду, медно-серную руду, медно-молибденовое месторождение, медно-никелевый сплав, карролит и так далее. В принципе, при его разделении можно рассматривать только флотацию [6].

Почти все сульфидные медные руды содержат железосодержащие сульфиды, поэтому в определенном смысле флотация сульфида меди - это, по сути, отделение сульфида меди от сульфида железа. Обычные минералы сульфида железа в медной руде – это пирит и пирротин.

Основные факторы, влияющие на флотацию медьсодержащего пирита:

Распространенный размер зерна и симбиотические отношения сульфида меди и железа. Как правило, пирит имеет крупный размер зерна, в то время как медная руда, особенно вторичный сульфид меди, тесно связана с пиритом. Только после тонкого измельчения медной руды ее можно отделить от пирита. Эта характеристика может использоваться для отбора смешанных медно-серных концентратов, удаления хвостов, а затем измельчения и разделения смешанного концентрата.

Влияние вторичных минералов сульфида меди. При высоком содержании вторичного сульфида меди содержание ионов меди в суспензии будет увеличиваться, что активизирует пирит и усложняет разделение Cu-S.

Влияние пирротина. Высокое содержание пирротина повлияет на флотацию сульфида меди. Окисление пирротина потребляет потребление кислорода в пульпе.

К промышленным сульфидным рудам относятся руды, содержащие более 0,3 – 0,4 % меди, которая не менее чем на 85 – 90 % представлена сульфидными минералами (халькопиритом, барнитом и халькозином). Неизменным спутником сульфидов меди в рудах является сульфид железа – пирит.

Окисленные и смешанные медные руды находятся в верхних горизонтах месторождений меди. К легкофлотируемым окисленным медным минералам относятся малахит, азурит, атакамит, куприт, тенорит; к труднофлотируемым – хризоколла, диоптаз, практически неизвлекаемые алюмосиликаты и фосфаты меди, а также медь, тесно связанная с гидроксидами железа и марганца.

Основным методом обогащения окисленных и смешанных руд является флотация. Гравитационные и магнитные методы обогащения играют подчиненную роль. При этом решаются задачи эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов меди от породы, разделения сульфидов меди и железа, получения окисленных концентратов, повышения комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов, магнетита и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты. Из труднофлотируемых и «упорных» руд медь извлекают гидрометаллургическими методами или по комбинированным схемам, предусматривающим использование методов металлургии и обогащения. Получаемые при обогащении медные концентраты содержат 15 – 40 % меди, пиритные концентраты от 38 до 50 % серы и не более 1 % свинца и цинка.

Сульфидные медные руды в большинстве случаев характеризуются крайне неравномерной вкрапленностью минералов меди, что предопределяет необходимость использования многостадийных схем обогащения.

Сростки сульфидов меди как с пиритом, так и с минералами породы обычно удается выделить после сравнительно грубого измельчения руды: до 50 – 65 % класса -0,074 мм. Для раскрытия сростков необходимо доизмельчать или концентрат, или промежуточный продукт, или оба названных продукта обогащения до 80 - 95 % - 0,074 мм. Однако схемы циклов флотации обычно просты [7].

В качестве собирателя при флотации сульфидов меди и железа наиболее часто используются ксантогенаты и аэрофлоты, а в качестве пенообразователей - сосновое масло, дауфрос. Если медь в рудах представлена в основном вторичными сульфидами меди, то в качестве собирателя используется смесь ксантогенатов или аэрофлотов с более сильными собирателями или аполярными маслами.

Реагентный режим флотации пластовых руд обычно прост: флотацию ведут в слабощелочной среде, создаваемой известью (до 1 кг/т), в присутствии собирателя и пенообразователя. Применение высших ксантогенатов в контрольных операциях флотации обеспечивает более высокие технологические показатели по сравнению с низшими ксантогенатами и более полное извлечение в концентрат сопутствующих

редких, цветных и благородных металлов.

Флотация сульфидных медных руд со средним содержанием пирита осуществляется по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и пиритный или по схеме селективной флотации с последовательным выделением медного и пиритного концентратов. Более экономичной из них является схема коллективно-селективной флотации.

Значение рН при коллективной флотации не превышает 7,5, чтобы обеспечить эффективную флотацию сульфидов железа в концентрат. Селективная флотация руд и разделение коллективного медно-пиритного концентрата осуществляются обычно в известковой среде при рН меньше 10, чтобы обеспечить эффективную депрессию сульфидов железа. Расход извести при этом зависит от содержания пирита и степени затронутости руды процессами окисления и находится в пределах 1-5 кг/т.

Разделение сульфидов меди и железа при флотационном обогащении сплошных медно-пиритных руд ведут по селективной схеме в сильнощелочной среде (рН 10-12), создаваемой загрузкой извести (до 15-20 кг/т) обычно после аэрации пульпы перед флотацией для окисления сульфоксидных соединений, солей двухвалентного железа и дополнительной депрессии пирратина и пирита. Хвосты медной флотации являются готовым пиритным концентратом, если содержание породы в исходной руде не превышает 10-15 %. В иных случаях пиритные концентраты получают перефлотацией хвостов медной флотации после их сгущения и последующего разбавления свежей водой или кислыми рудничными водами. Для повышения качества пиритных концентратов иногда практикуют обесшламливание их в гидроциклонах.

Различие сростков и вкрапленности сульфидов и оксидов меди, их флотационных свойств и склонности окисленных медных минералов к переизмельчению привело к широкому использованию на фабриках раздельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди.

Коллективную флотацию сульфидов меди и железа проводят в слабощелочной среде (рН до 8,5), а значительную часть собирателя для гидрофобизации сульфидов подают обычно в мельницу. Получаемые коллективные медно-пиритные концентраты разделяют в известковой среде при рН больше 10. При значительной активации сульфидов железа солями меди и недостаточной эффективности депрессии их в известковой среде разделение коллективного концентрата проводят в слабощелочной среде (рН меньше 9) с добавками цианида (до 200 г/т) [8].

Флотация окисленных минералов меди с оксигидрильными собирателями используется (например, на фабрике «Катанга») при кремнистой или глинистой породе в руде с незначительным содержанием карбонатов и гидроксидов железа в ней. При этом хорошо извлекается только малахит, гораздо хуже – куприт, совсем плохо – хризоколла и другие силикаты меди.

Флотация окисленных минералов меди с сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации является наиболее распространенным методом обогащения руд с карбонатной и сильноожезненной породой, когда применять жирные кислоты, их мыла и другие оксигидрильные собиратели практически нельзя. Наиболее распространенным реагентом-сульфидизатором на фабриках является гидрасульфид натрия или оксид его с сернистым натрием. На всех фабриках сульфидизатор (0,3-2 кг/т) подают стадияльно: в несколько приемов по фронту основной и контрольной флотации, чтобы получить более плотную пленку сульфида меди на поверхности сульфидизируемых минералов. Оптимальное значение рН пульпы при флотации окисленных медных руд после сульфидизации равно примерно 9. Извлечение окисленной меди обычно повышается в следующих случаях: при совместной загрузке ксантогената и аэрофлота, подаче до 40 % собирателя в мельницу, применении высших ксантогенатов, добавке к собирателю технических продуктов, содержащих аполярные углеводороды. Применение сильных собирателей (меркаптанов, высших ксантогенатов и др.) может обеспечить также увеличение извлечения присутствующих в руде благородных металлов. Депрессия флотации минералов породы чаще всего осуществляется загрузками жидкого стекла. Основные потери окисленной «свободной» меди наблюдаются в тонких классах, особенно при переработке сильношламистых руд. Для повышения эффективности переработки таких руд на ряде фабрик используют схему с отдельной флотацией песков и шламов. На некоторых зарубежных фабриках («Банкрофт», «Нчанга» и др.) при флотации окисленных минералов меди после предварительной сульфидизации используется смесь сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей [9].

Комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием меди широко применяются в следующих случаях:

– переработка труднообогатимых руд, в которых медь представлена в основном «связанной» медью, в виде хризоколлы, фосфатов и алюмосиликатов меди, а также медью, связанной с гидроксидами железа и марганца или пропитывающей пустую породу, когда флотация не обеспечивает удовлетворительного ее извлечения;

– наличие в рудах минералов породы, исключающих возможность селективного отделения их от медных минералов, или растворимых минералов меди, не позволяющих без значительного усложнения технологической схемы получать приемлемые показатели обогащения;

– вовлечение в эксплуатацию бедных или забалансовых руд, вскрышных пород и хвостовых отвалов, сложный вещественный состав которых и низкое содержание меди делают практически невозможным применение для их переработки традиционных схем и процессов обогащения.

Предварительное кислотное выщелачивание во всех этих случаях обеспечивает вполне удовлетворительное извлечение меди в раствор, если исходная руда или материал не содержат значительных количеств карбонатных и других кислоторастворимых минералов породы. Основным растворителем при выщелачивании окисленных медных минералов является серная кислота (1,5-15 кг/кг меди). Выщелачивание осуществляется подземным, кучным или чановым способами.

Для выделения меди из растворов выщелачивания при переработке окисленных и смешанных руд по комбинированным схемам используют: электролиз; цементацию железом; осаждение известью в виде гидроксида меди или сернистым натрием в виде сульфидов меди; сорбцию на твердых ионообменных смолах; жидкостную экстракцию с последующим электролитическим осаждением меди. Наиболее часто в настоящее время применяют цементацию железом и жидкостную экстракцию с последующим электролизом меди.

Комбинированные схемы с предварительным восстановительным обжигом руды и последующей флотацией образующихся зерен металлической меди используют для переработки окисленных медных руд, не пригодных к выщелачиванию вследствие высокого содержания в них кислоторастворимых карбонатов породы, для извлечения меди из труднообогатимых руд с высоким содержанием силикатов, сложных алюмосиликатов и алюмофосфатов меди и медьсодержащих гидроксидов железа.

Промышленное применение за рубежом (в Чили, США, Перу, Мавритании, Замбии, Японии и др.) получил сегрегационно-флотационный процесс. Он включает сегрегационный обжиг измельченной руды с добавками (0,5-2 %) твердого углеродистого восстановителя (кокса, угля) и поваренной соли (NaCl) в течение 10-60 мин при температуре 700-850 °С. В результате протекающих реакций при обжиге медь восстанавливается до металлической с одновременным укрупнением восстановительных частиц до 80-10 мкм. Полученный огарок охлаждают без доступа воздуха и подвергают флотации с сульфгидрильным собирателем (100-300 г/т) и добавками пенообразователя. В богатый по меди концентрат, содержащий обычно 35-70 % меди при извлечении ее около 90 %, в процессе флотации извлекаются также имеющиеся в руде висмут и благородные металлы [10].

Сегрегационно-флотационный процесс обеспечивает наиболее высокое извлечение металлов при переработке труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Однако он является одновременно наиболее сложным и дорогим процессом, требующим для своего осуществления значительных затрат на строительство обжигового цеха. Процесс обычно не экономичен, если руда содержит менее 3 % меди, и это существенно ограничивает возможность переработки больших количеств сложных по составу медных руд с его применением.

В медных и медно-пиритных рудах часто содержится золото. Улавливание свободного золота в цикле измельчения и классификации осуществляется посредством установки отсадочных машин, центробежно-гидравлических ловушек, щелевых (струйных) концентраторов (устанавливаемых на песках классификатора с уклоном 12-14° вместо пескового желоба), флотационных камер с ловушкой для золота. На шлюзах с ворсистой поверхностью извлекают мелкое золото из промпродуктов, на кордеролевых шлюзах – из хвостов флотации и других продуктов. В цикле перечисток черновой концентрат пропускают через короткоконусный гидроциклон или щелевой шлюз (концентратор). В песках гидроциклона или концентрате шлюза концентрируются трудно-флотируемые частицы золота (крупные зерна с покровными образованиями, пластинки со вкованными в их поверхность минералами породы, сростки и др.), с трудом перешедшие в черновой концентрат и легко теряемые при перечистках.

Золото, связанное с сульфидами меди и неизвлеченное гравитационными методами, «свободное» золото выделяют обычно флотацией с применением сульфгидрильных собирателей в золотомедный концентрат или непосредственно из руды, подавляя пирит и другие сульфиды железа, или по схеме с предварительным получением коллективного золотомедно-пиритного концентрата и последующим разделением его на золотомедный и пиритный продукты.

На некоторых фабриках принимают специальные меры для извлечения имеющейся в рудах водорастворимой меди. Так, на фабрике «Маунт Морген» руду перед измельчением промывают в речных классификаторах и из жидкой фазы их слива цементируют медь на железной стружке. В осадок извлекают до 2% всей меди, получаемой на фабрике.

С целью повышения комплексности использования медно-магнетитовых руд их подвергают флотации и магнитной сепарации с получением медного и железного концентратов («Палабора», «Тоledo», «Филекс» и другие фабрики) [11].

Хвосты обогащения на ряде фабрик сгущают и используют для закладки горных выработок или перерабатывают для извлечения из них минералов тяжелых, редких или радиоактивных металлов, фосфатов, вермикулита, кварцевых и других продуктов.

1.2 Флотационные реагенты, применяемые при обогащении медных руд

Наиболее известными являются реагенты-собиратели, которые представляют собой органические соединения, применяемые при флотации для гидрофобизации минералов, достигаемой в результате закрепления молекул или ионов собирателя на их поверхности. Назначение гидрофобизации – снизить до минимума смачиваемость минералов водой,

т.е. сделать их гидрофобными. Для большинства собирателей характерна сложная асимметрическая структура молекулы, состоящая из двух частей, отличных по своим физико-химическим и химическим свойствам, – аполярной и полярной.

Из ряда собирателей сульфгидрильного типа наиболее широкое применение нашли в промышленности ксантогенаты натрия и особенно калия.

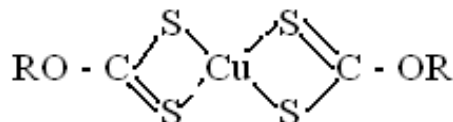
Ионы ксантогената в водных растворах образуют трудно растворимые соединения с катионами тяжелых металлов. Ионы двухвалентной меди окисляют ксантогенат:



В слабокислой среде (pH=5) при взаимодействии с солями меди образуются комплексные соли, мало растворимые в воде и хорошо растворимые в аполярных растворителях – бензоле, четыреххлористом углероде и других.

Известно, что ксантогенаты меди образуют плоские квадратные комплексы [12].

По поводу устойчивости комплекса этилового ксантогената $\text{Cu}(\text{EtKx})_2$ однозначного представления нет.



Константа нестойкости комплекса $\text{Me}^{2+} + \text{Kx} \leftrightarrow \text{Me}(\text{Kx})^+$ определяется по выражению $K_x = \text{Me}(\text{Kx})^+ / ([\text{Me}^{2+}] [\text{Kx}^-])$.

По данным спектроскопических исследований в начале образованный комплекс $\text{Cu}(\text{EtKx})_2$ неустойчив и быстро превращается в смесь $\text{Cu}_2(\text{EtKx})_2$ и диксантогената $(\text{EtKx})_2$, тогда как на основании данных опытов с применением метода ЭПР П.М. Соложенкин делает вывод, что ксантогенат меди $\text{Cu}(\text{EtKx})_2$ относительно устойчив и восстановление меди (II) до меди (I) протекает медленно.

В исследованиях при замене смеси бутилового и изопропилового ксантогенатов гексиловым показано, что при флотации медных Жезказганских руд был получен прирост извлечения меди и повышено качество концентрата.

В работе также показано, что этиловый ксантогенат калия, наиболее часто применяемый собиратель для флотации сульфидных минералов. Механизм гидрофобизации поверхности сульфидных минералов в присутствии ксантогената изучен еще недостаточно. Методом малоамплитудной циклической вольт амперметрии исследовалась поверхность металлической меди и халькопирита в присутствии этилового ксантогената калия. Изучалось влияние электрохимического потенциала на

флотоактивность медных частиц и частиц халькопирита. Показано, что образование медь-ксантогенатных групп происходит не только за счет прямой реакции между медью и ионами ксантогената, но также за счет реакции между ионами ксантогената и халькопиритом. Установлено, что группами, ответственными за гидрофобизацию меди и халькопирита являются такие медь - ксантогенатные группы, как $CuEfX$ и $Cu(EfX)_2$ и диксантогенид. Флотационные опыты, проведенные в микрофлотационно-электрохимической трубке, показали, что максимальная флотоактивность достигалась, когда все эти группы присутствовали на поверхности. Для анализа стабильности медь-ксантогенатных групп, ответственных за гидрофобизацию поверхности, были проведены измерения потенциала разложения.

В работе показано влияние изменения алкильных и арильных углеводородных групп как в ксантогенатной, так и в формиатной составляющих на эффективность собирателей – ксантогенформиатов (КФ) при флотации халькопирита, халькозина, ковеллина, борнита и пирита.

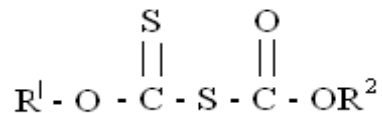
Показано, что при $pH=5,0$, а также 8,5 и 10,5 КФ являются превосходными собирателями почти всех сульфидов, которые по флотируемости располагаются в следующей последовательности: халькопирит > халькозин > ковеллин > борнит > пирит [13].

Прямолинейность или разветвленность алкильной группы ксантогеновой составляющей реагента оказывает несколько различное действие при флотации сульфидов, но не так сильно, как при флотации с тионокарбатами. Флотируемость же пирита с разветвленным реагентом почти вдвое выше, чем с прямолинейным. При изменении формиатной составляющей от этиловой до бутиловой скорость флотации сульфидов и их извлечение снижаются; изменение от бутиловой до фенильной приводит к увеличению извлечения, но снижению селективности; при использовании бензильного формиата наблюдается снижение извлечения и повышение селективности. Наиболее вероятный механизм действия КФ объясняется образованием хелатов. Преимущество КФ перед обычными тиоловыми собирателями заключается в их стабильности в кислых средах. Большинство из синтезированных КФ не являются активными собирателями пирита, однако путем подбора функциональных групп в этих реагентах флотация пирита может быть усилена или подавлена.

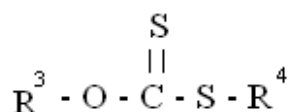
Основным недостатком ксантогената является то, что он собиратель всех сульфидных минералов цветных металлов. При переработке полиметаллического сырья эффективно использовать селективный действующий реагент-собиратель, способствующий повышению извлечения одного из металлов. Следует отметить, что в настоящее время развивается негативная тенденция применения многокомпонентных концентратов для извлечения только одного, наиболее востребованного на рынке компонента, пренебрегая потерями остальных ценных составляющих. Одна из причин данного факта связана с тем, что многие предприятия, перерабатывающие

полиметаллическое сырье, применяют не селективно действующий собиратель и получают некондиционные концентраты, в частности, концентрат цинка, содержащий в своем составе большое количество железа и т.д.

Предлагается в качестве нового флотационного реагента-собирателя применять соединение с общей формулой



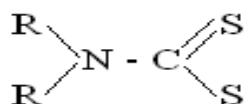
или



где R^1 - алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- и аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R^2 - алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- или аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R^3 - алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- или аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R^4 – кальций или натрий при флотации сульфидных медных, цинковых, молибденовых, кобальтовых, никелевых, свинцовых, мышьяковых, серебросодержащих, хромовых, золотосодержащих, платиновых и урановых руд [14].

Эти собиратели могут быть применены в кислой, нейтральной или щелочной средах. Новый собиратель обеспечивает высокое флотационное извлечение цветных металлов и высокую селективность разделения сульфидов цветных металлов от железосодержащих металлических сульфидов. Новые собиратели могут быть применены и в сочетании с известными, такими, как монотиокарбонаты, алкилдитиокарбонаты, дитиофосфаты, маркаптаны, ксантогенаты, соли жирных кислот, сульфосукцинаматы, амины и другие собиратели. Особенно эффективно применение новых собирателей при флотациисульфидов меди, никеля, свинца, цинка, молибдена.

Одним из реагентов собирателей, селективно действующих на медные и активированные цинковые минералы, содержащих в своем составе серу, является диалкилтиокарбамат (ДАТК). ДАТК – весьма перспективный собиратель для медных и активированных цинковых руд, который по собирательномудействию не уступает ксантогенату. Структурная формула ДАТК во многом напоминает ксантогенат:

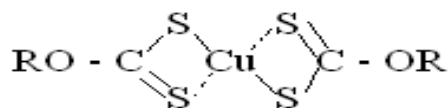


Структурная формула ДАТК во многом напоминает ксантогенат:

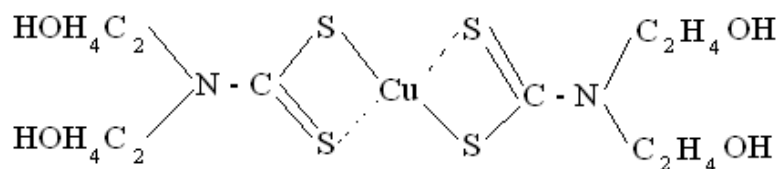
Как видно из приведенной структурной формулы диалкилтиокарбаматов, они имеют в своем составе и ксантогенаты. Но в отличие от ксантогенатов, диалкилтиокарбаматы в своей молекуле имеют вместо кислорода азот (III), соединенный со вторым алкилрадикалом.

В основе гидрофобизации минералов лежат физико-химические процессы образования поверхностных гидрофобных соединений. Поэтому при подборе селективных реагентов-собираателей исходят из представлений о химическом взаимодействии коллектора с ионами кристаллической решетки минералов.

Ксантогенаты меди образуют плоские квадратные комплексы.



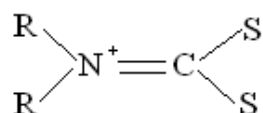
В работе рентгеноструктурными исследованиями диэтилдитиокарбамата меди установлено, что комплексы меди образуют плоские планарные соединения, в вершинах квадратов которых имеются 4 атома серы. Так как ИК-спектр диэтанолдитиокарбамата меди идентичен спектру диэтилдитиокарбамата меди и значения основных параметров совпадают, то диэтанолдитиокарбамат меди, очевидно, должен иметь следующую структурную формулу:



На основании проведенного исследования сделано заключение о наличии прочных ковалентных связей в системе атомов меди, серы и углерода диэтанолдитиокарбамата меди.

Методом ЭПР установлена степень ионности (ковалентности) для галенита, сфалерита, гематита. Увеличение доли ковалентной связи между металлом и серой ослабляет взаимодействие молекул воды с поверхностью минерала, что является причиной возникновения участков поверхности с природно-гидрофобными свойствами [15].

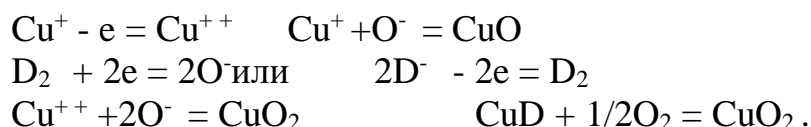
Приведены спектры ЭПР ксантогенатов, дибутилдитиофосфатов и диэтилдитиокарбаматов меди и показано, что ЭПР позволяет определить параметры, характеризующие вероятность распределения электронной плотности на соответствующих орбиталях, и дать объяснение эффективности различных собирателей.



Для дитиокарбаматов также характерна структура, в которой связь C - N двойная – от одной четверти до одной трети. Значительный индуктивный эффект группы R₂N- вызывает дрейф электронов к атомам серы. Он повышает возможность дитиокарбаматов быть донорами электронов, снижает экранизацию протонов и способствует образованию прочных комплексов [16].

Активация сфалерита серебром и медью не вызывает обращения проводимости n-типа (проводимости, обусловленной электронами) в проводимость p-типа (дырочную) вследствие высокой энергии ионизации образуемых ими акцепторных дефектов в решетке сульфидов, однако при этом происходит уменьшение n-проводимости, что является признаком того, что Ag⁺ и Cu⁺ играют роль акцепторов. Сорбция собирателя активированной поверхностью минералов в значительной степени облегчается за счет наличия примесей-акцепторов электронов с последующим образованием труднорастворимых соединений собирателя с этими катионами. При этом происходит изменение валентности меди на поверхности минералов при сорбции на них дитиокарбаматов и тиурамдисульфидов.

Дитиокарбаматы двухвалентной меди проходят через стадию окисления меди (потери электронов) и восстановления продуктов окисления сульфгидрильных собирателей, которые образуются в пульпе в процессе флотации:



Возможность образования дитиокарбаматов меди только в (II) валентном состоянии объясняется высокой прочностью данного комплекса и повышенной способностью к окислению иона дитиокарбамата. Реакция между дитиокарбаматом одновалентной меди и тетраэтилтиурамдисульфидом протекает с большей скоростью, чем в случае аналогичных реакций между ксантогенатом меди и диксантогенидом, дибутилдитиофосфатом и дибутилдитиофосфатдисульфидом.

Следует отметить наличие реакции между тетраэтилтиурамдисульфидом и порошком медного купороса при непосредственном их контакте. При перемешивании их в ступке при небольшом давлении образуется диэтилдитиокарбамат меди, что однозначно устанавливается по наличию двух линий в спектре ЭПР с различной величиной g-фактора. При наличии влаги процесс ускоряется. Поэтому даже в случае образования в пульпе твердых тиурамдисульфидов, последние при

контакте с минералами во флотомашине могут привести к образованию на поверхности гидрофобной пленки дитиокарбамата меди.

С помощью ЭПР появилось возможность не только доказать наличие «медной пленки», но и определить ее катионный состав и концентрацию. Одновременно удалось определить в минералах наличие разных примесей и их распределение, а также влияние этих примесей на флотационные свойства минерала. При этом установлено, что изотопный состав меди, находящейся на поверхностном слое минералов, зависит от природы сфалерита и его генезиса.

ВНИИцветметом совместно с химико-металлургическим институтом АН Казахской ССР синтезирован ряд соединений на основе диалкилфосфитов и диалкилдитиокарбаматов [17].

Реагент, содержащий примеси диалкилфосфитов и диалкилдитиокарбаматов (ДЭФК) проверен в лабораторных условиях при флотации полиметаллической руды Белоусовского и колчеданной медно-цинковой руды Николаевского месторождений. Действие реагента ДЭФК оценивалось в сравнении с бутиловым ксантогенатом при оптимальных расходах реагентов. Исследования на Белоусовской руде показали, что реагент ДЭФК по собирательным свойствам не уступает БКс. Так, при меньшем его расходе (на 30 %) извлечение меди и свинца в медно-свинцовый концентрат равноценно извлечению, полученному с ксантогенатом. По селективности действия на цинк и пирит ДЭФК превосходит бутиловый ксантогенат (в медно-свинцовый концентрат ДЭФК извлекает цинка и железа на 4,3 % и 6,8 % меньше, чем ксантогенат). Это подтверждается испытаниями и на продуктах обогащения Белоусовской фабрики: при сниженном в 3 раза расходе ДЭФК, по сравнению с расходом ксантогената, получен более качественный медно-свинцовый концентрат.

Эффект селективности в наибольшей степени проявляется на Николаевской руде в цикле медной флотации. С ДЭФК извлечение меди в медный концентрат повышается на 3 % с одновременным улучшением качества концентрата [18]. .

Анализ публикаций показал, что исследователи предложили немало эффективных сульфгидрильных собирателей, но несмотря на это многие из них не нашли свое место в производстве, оказавшись дорогими реагентами. Некоторые показали свою эффективность только совместно с ксантогенатами.

Дитиокарбаматы являются эффективными собирателями меди и активированного цинка. Недостаток этих реагентов в том, что это очень дорогие собиратели. Научная актуальность работы: найти эффективный новый реагент-собиратель по экономически выгодной цене, учитывая поверхностное натяжение сульфидных минералов. Найдено немало смесей, которые являются эффективными для извлечения полезных компонентов. Проведены исследования смеси О,N-диалкилтиокарбамата C₁-C₆ (70 %) и жидкой фракции жирных кислот таллового масла (30 %) при флотации

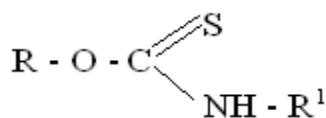
минералов меди, цинка, серебра и золота из сульфидных руд цветных металлов. При этом извлечение меди повысилось до 93-94 %.

Изучена флотуемость сульфидов меди, никеля, молибдена, цинка и железа смесью S-аллил-S'-н-бутилтрителиокарбамата и N,N,S-триэтилдитиокарбамата (при расходе 4-450 г/т) или N,N-диэтил-S-н-бутилдитиокарбамата при соотношении от 90:10 до 10:90 (предпочтительно от 65:35 до 35:65) и установлено повышение извлечения цинка из цинксодержащей руды до 82 %.

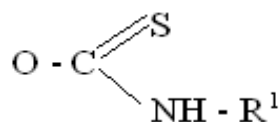
В работе [16] использовали смеси двух реагентов: диэтилдитиофосфата (ДТФ) и этилтрителиокарбоната натрия (ТТК); изопропилового ксантогената (НИК) и н-бутилтрителиокарбоната натрия; S-аллил-S'-н-бутилтрителиокарбамата и N,N-диметил-S-бензилдитиокарбамата при соотношении от 1:9 до 9:1 при расходе 2-225 г/т.

Одним из реагентов собирателей, селективно действующих на медные минералы, содержащих в своем составе серу, является диалкилтионокарбамат, весьма перспективный собиратель для медных руд, который по силе собирательного действия не уступает ксантогенату.

Структурная формула диалкилтионокарбамата во многом напоминает ксантогенат:

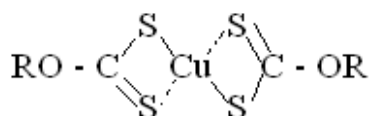


Как видно из структурной формулы диалкилтионокарбамата, он имеет в своем составе, как и ксантогенаты, группировку



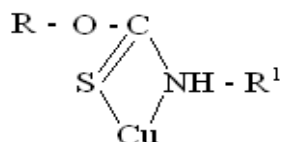
Но в отличие от ксантогенатов, диалкилтионокарбаматы в своей молекуле содержат вместо второго атома серы азот (III), соединенный с водородом и вторым алкилрадикалом [19].

В основе гидрофобизации минералов лежат физико-химические процессы образования поверхностных гидрофобных соединений. Поэтому при подборе селективных реагентов-собирателей исходят из представлений о химическом взаимодействии коллектора с ионами кристаллической решетки минералов.

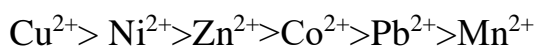


Известно, что ксантогенаты меди образуют плоские квадратные комплексы.

Существует предположение о том, что между диалкилтионокарбаматами и ионами меди образуются комплексообразующие соединения типа [18]:



Оценка стабильности комплексов по методу Бьеррума позволяет расположить последние в порядке возрастания стабильности соответствующих координационных соединений с NH - группами в следующий ряд:



Необходимо отметить, что чем больше степень ковалентности связи металл-лиганд, тем выше флотационная активность собирателя. Доказано, что с ростом ковалентности связи металл-лиганд стабильность комплекса увеличивается. Для лиганд с донорными атомами серы и азота характерны те же закономерности, как и для S-донорных лиганд. Но благодаря тому, что для S, N-лиганд межэлектронное отталкивание меньше, чем для S, S-лиганд, S, N-лиганды дают более прочные комплексы, чем S, S-лиганды. Реагенты, содержащие два или более донорных атомов, благоприятно расположенных для хелатообразования, способствуют созданию более прочного закрепления на минерале. Диалкилтионокарбамат обладает этими свойствами, но является дорогостоящим реагентом. Проведены многочисленные исследования его синтеза.

Например, О-изопропил-N-метилтионокарбамат (ИТК); О-изопропил-N-этилтионокарбамат (Z-200); О-алкил- N-алкенилтионокарбамат (ААТК).

При замене бутилового ксантогената на ИТК не только снижается содержание пиритного железа в концентрате, но и повышается извлечение меди [20].

Реагент Z-200 является весьма активным реагентом - собирателем, широко применяющимся в процессе селективной флотации медных и активированных цинковых минералов от пирита. Он также используется для флотации сульфидов меди и цементной меди из щелочных и кислых пульп. ААТК применяется при переработке мышьяк содержащих медных руд. При этом повышается извлечение меди в концентрат и снижается извлечение мышьяка в медный концентрат.

В США также получен реагент на основе сочетания производных дитиофосфорных кислот - дитиофосфата калия или О,О-бис и

тиокарбаминовых кислот, выбранных из класса соединений, состоящих из алкилксантогеналкилформиатов. Извлечение меди в концентрат при использовании этого реагента повышается на 2-6 % [21]. Все синтезированные реагенты, селективно действующие на медные минералы и активированный медным купоросом сфалерит, не нашли широкого практического применения из-за дороговизны.

Поэтому необходимо проведение физико-химических исследований синтеза реагентов-собирателей на основе диалкилтионокарбамата, способствующих селективному извлечению сульфидных минералов меди и активированного медным купоросом сфалерита из сложных труднообогатимых полиметаллических руд. Большое внимание при этом должно быть уделено стоимости реагента при его производстве.

Известно, что солидофильная группа оказывает большое влияние на собирательное действие реагента. Введение заместителей в химически активную солидофильную группу приводит к изменению энергии химической связи гидрофобизирующего иона коллектора с кристаллической решеткой минерала и тем самым влияет на собирательную способность реагента. Солидофильная группа в основном влияет на селективное действие собирателя, а углеводородный радикал способствует уменьшению расхода реагента и стоимости его производства. Поэтому при синтезе реагента-собирателя необходимо учитывать эти факторы [22].

Кроме того, изменяя электронную плотность путем введения различных заместителей в молекулу реагента, содержащего в качестве донорных атомов серу и азот, можно заметно повлиять на его флотационные свойства при взаимодействии его с минералами. Данное положение наглядно подтверждается при применении реагентов с донорными атомами при флотации сульфидных руд.

1.3 Анализ литературного обзора и постановка задач

Проведенный анализ литературного обзора позволил сделать следующие выводы:

В связи с тем, что в настоящее время перерабатываемое полиметаллическое сырье характеризуется сложным минералогическим составом, низким содержанием ценных компонентов, создается необходимость в производстве селективно действующих реагентов-собирателей. Использование новых реагентов даст возможность рационально и комплексно перерабатывать минеральное сырье, снизить расход реагентов и повысить экономическую эффективность производства.

На основании вышеизложенного, целью магистерской диссертации является разработка технологии обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

Для достижения поставленной цели необходимо было решить следующие задачи:

- сделать анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд;
- изучить вещественный состав пробы руды;
- изучить флотиремости халькопирита и пирита монофлотацией минералов в присутствии разных собирателей;
- на отработанном технологическом режиме флотации медной руды месторождения «Коктасжал» выполнить опыты с применением базовых реагентов;
- разработать усовершенствованный технологию обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

2 Методика исследований

Руды цветных и редких металлов отличаются большим разнообразием вещественного состава и являются, в большинстве своем, комплексными. Сульфидные руды являются одним из главных объектов флотационного обогащения и классифицируются в зависимости от того к каким металлам приурочены содержащиеся в них сульфиды. Учитывая близкие флотационные свойства сульфидных минералов и резкое отличие от сопутствующих не сульфидных минералов, наиболее рациональной технологией является коллективная флотация с последующей селекцией. В этой связи, для характеристики процесса большое значение имеет исследование взаимодействия мономинералов сульфидных руд с флотореагентами. Нами исследовано взаимодействие модифицированного флотореагента, на примере модифицированного ксантогената, с сульфидными минералами меди, свинца, цинка и железа [21-29].

На первом этапе исследована степень флотации мономинералов с использованием амилового ксантогената и ТС-1000. Флотацию проводили в лабораторной флотомашине типа ФЛ объемом 50 см³. Корпус машины был изготовлен из оргстекла. Скорость вращения импеллера составляла 1100 об/мин. Для исследований были выбраны следующие классы крупности: -0,071+0 мм классы. В качестве пенообразователя применяли МИБК, расход которого во всех опытах составлял 15 г/т., расход воздуха – при 80 см³/мин. Расход собирателя составлял 5 г/т [23].

Для установления селективного влияния реагентов собирателей амилового ксантогената и ТС-1000 на флотоактивность халькопирита в широком диапазоне рН среды, необходимо проведение флотационных опытов с мономинералами.

Мономинеральную флотацию проводили на сульфидных минералах халькопирита и пирита. Халькопирит имеет постоянный металлический блеск, среднюю твердость, латунно-желтый постоянный цвет и черную, иногда с зеленоватым отливом, черту. От серного колчедана отличается по цвету (у серного колчедана цвет светлее), по твердости (серный колчедан царапает стекло) и по наличию радужной побежалости; от золота отличается по черте (черта у золота – золотисто-желтая). Камень пирит можно отличить от других минералов по постоянному металлическому блеску, по большой твердости, по светлому латунно-желтому цвету и по черной черте. Пирит напоминает медный колчедан, с которым нередко вместе встречается, отличается более светлым цветом (у медного колчедана он густой латунно-желтый) и большей твердостью (медный колчедан не царапает стекло).

Отобранные образцы минералов исследовали химическим методом анализа, результаты которого приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав сульфидных минералов сфалерита и пирита

Минерал	Содержание, % (вес.)				
	медь	свинец	цинк	железо	сера
Халькопирит	34	< 0,2	< 0,2	30	34
Пирит	< 0,3	< 0,2	< 0,2	44,6	51,5

Отобранные для флотационных опытов минералы измельчали в фарфоровой ступке до крупности $-160 +63$ мкм, при этом навеска составляла 5 грамм. Пробы сульфидных минералов хранились в эксикаторах.

Флотацию проводили в лабораторной флотомашине типа ФЛ объемом 50 см^3 . Корпус машины изготовлен из оргстекла. Скорость вращения импеллера составляла 1100 об/мин.

Флотируемость мономинералов халькопирита и пирита изучалась в присутствии БКс, АмилКс и ТС-1000 при различных значениях рН и расходах вышеперечисленных реагентов.

Минералы халькопирит и пирита перемешивали с водой и вакуумировали, после чего подавали реагенты и проводили обработку в агитационном и аэрационном режимах. Схема проведения опытов представлена на рисунке 2.1.

При этом в процессе мономинеральной флотации халькопирит и пирита с постоянным расходом применялись БКс (5 мг/дм^3), АмилКс, ТС-100 и МИБК (10 мг/дм^3).

Растворы БКс, АмилКс и ТС-100 готовили непосредственно перед флотационными опытами, при этом величину рН среды регулировали серной кислотой и едким натрием и контролировали рН-метром типа рН-150 М.

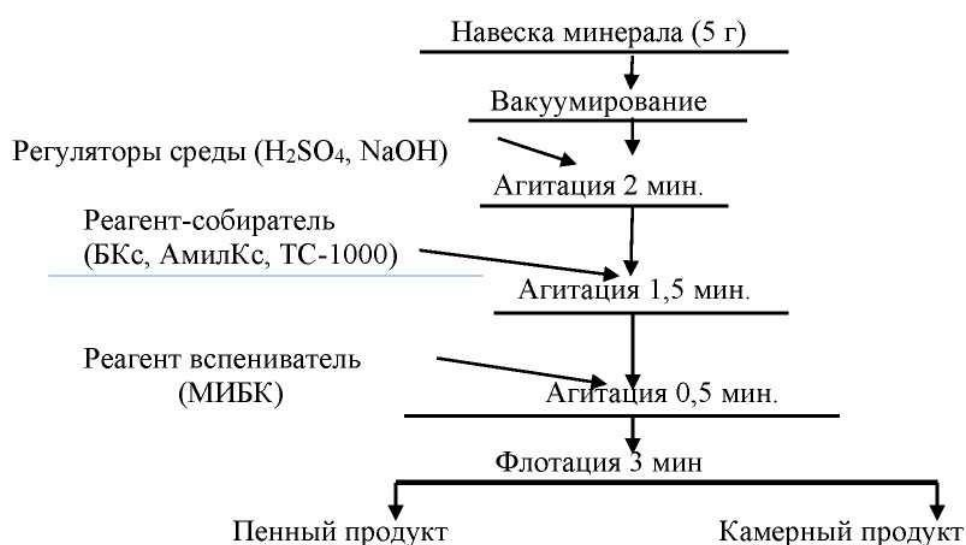


Рисунок 2.1 – Схема мономинеральной флотации

3 Технологические исследования

3.1 Краткие сведения о месторождении

Месторождение «Коктасжал» находится в Каркаралинском районе Карагандинской области в 30 км к северо-западу от села Егиндыбулак.

Месторождение расположено в восточной части Спасского антиклинория и приурочено к антиклинальной складке, сложенной андезитобазальтовыми порфиритами и их туфами с прослоями и линзами риолитов, дацитов, кремнистых туффитов, песчаников, алевролитов, известняков среднего девона, которые повсеместно катаклазированы, рассланцованы и пропицитизированы. Прорываются они гранитоидами Коктасжальского массива тоналит-гранодиорит-плагиогранитовой формации, имеющего трехфазное строение:

- первая фаза – габбро и диориты;
- вторая фаза – кварцевые диориты, тоналиты, гранодиориты (основная часть массива);
- третья фаза – дополнительные внедрения плагиогранит-порфиров и гранодиорит-порфиров.

Рудовмещающей является силообразная апофиза Коктасжальского массива, протягивающаяся на 1300 м и сложенная плагиогранит-порфирами третьей фазы. Во вмещающих вулканитах оруденение отмечается только в приконтактных частях. Кварц-сульфидный штокверк развит, в основном, висячем боку апофизы и сопровождается интенсивным окварцеванием, до образования моно кварцевых пород. Кварцевые прожилки локализируются вдоль плоскостей рассланцевания и иногда составляют 60–80 % объема породы. Промежутки между ними выполнены хлорит-серицитовым агрегатом. С этими прожилками ассоциирует рудная минерализация. Выделяются кварц-халькопиритовые и кварц-халькопирит-борнитовые прожилки [24].

До глубины 20-50 м отчетливо проявлена зона окисления, в которой развиты малахит, азурит, хризоколла, самородная медь, гетит. Зона выщелачивания и вторичного сульфидного обогащения отсутствует. Редко до 90-95 м отмечаются единичные зерна ковеллина и халькозина.

Основным компонентом является медь (содержание до 2-3 %, в среднем 0,59 %), присутствует золото (в среднем 0,64 г/т), серебро (в среднем 2,74 г/т), свинец, цинк, молибден.

3.2 Изучение вещественного состава руды

Породы, составляющие пробу, по внешним признакам и составу можно условно разделить на 3 группы.

1 Окварцованный плагиогранитно-порфир – внешне полнокристаллическая светлая зеленовато-серовато-белая порода, по плоскостям скольжения которой отмечаются пропластки палевого цвета с прямолинейными ограничениями мощностью от 1-2 до 10 мм. Под микроскопом порода состоит из разномасштабного агрегата кварца – от мелко- до среднезернистого и плагиоклаза.

Агрегаты кварца с гранобластовой структурой с заливообразными зубчатыми ограничениями зерен и волнистым угасанием, по границам зерен и ослабленным зонам отмечаются агрегаты кварца мелкозернистого строения. Плагиоклаз – альбит-олигоклаз присутствует в виде таблитчатых зерен с простыми, реже полисинтетическими двойниками или вообще несдвоенными кованными кристаллами. По трещинам развиты хлорит, малахит и азурит с различными соотношениями этих минералов в отдельных образцах.

2 Моно кварцевые породы, интенсивно раздробленные, состоящие из разномасштабного кварца, в многочисленных прожилках и просечках развиты тонкозернистые агрегаты кварца, гидроксиды железа, хлорит, гидрослюда и медные минералы, большей частью малахит, несколько реже азурит. Малахит часто образует агрегаты зерен с лучистым, радиально-лучистым и пластинчатым строением [25-26].

3 Внешне темные слоисто-сланцеватые зеленовато-серые породы с поропластами светлых полнокристаллических пород. Под микроскопом темные сланцеватые породы имеют лепидогранобластовую структуру и кварц-полевошпатно-слюдисто-хлоритовый состав.

Светлые участки – интрузивные породы, сложенные кварцем и кислым плагиоклазом. В гнездах и прожилках развит малахит.

Малахит и азурит – основные промышленно-ценные медные минералы руды, они находятся в соотношении 5:1. Наблюдаются оба минерала в виде двух морфологических разновидностей:

- хорошо окристаллизованных полупрозрачных и прозрачных образований, присутствующих в виде гнезд размером 1-5 и более мм, прожилков мощностью 1-3 мм, а также развиваются по микротрещинкам (0,01-0,05 мм) и в интерстициях породообразующих минералов; для малахита весьма характерно радиально-волокнистое строение агрегатов зерен и почковидных образований;

- коллоидных землистых слабо раскристаллизованных образований, образующих вкрапления размером 0,07-0,2 и более мм, выполняющих трещины и иногда образующих срастания с гидроксидами железа. В образцах эти минералы присутствуют отдельно или образуют совместные скопления агрегатов зерен. Отмечаются редкие ассоциации малахита, преимущественно, в виде прожилков во вмещающих породах.

Медьсодержащие сульфидные минералы (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин) и самородная медь имеют второстепенное значение.

Золото – промышленно-ценный минерал пробы. Его тонкодисперсная вкрапленность установлена в кварцевом прожилке (полированный шлиф

0,4-2,7x4 мк², значительно, до 3,4-7x6-9 мк², и редко пылевидных до 5,5x17 мк² вкрапленников). Форма зерен золота изометричная, неправильная, имеет ярко-желтую окраску, высокую отражательную способность (R~85 %). Состав золота, %: Au - 94,53, Ag -3,67, Cu - 0,82. Отдельные частицы золота покрыты пленкой гидроокислов железа.

Содержание пирит в средней пробе составляет около 0,2 %. Наблюдается он в виде идиоморфных зерен размером 0,005 – 0,01 мм и находится в сростании с борнитом или халькозином в кремнистой массе пород.

Гематит, магнетит составляют менее 0,5 %, гетит – 0,2 %. Они образуют скопления зерен, выполняют трещинки, развиваются по плоскостям скола образцов, замещают пирит и иногда ассоциируются с основными медными минералами [27].

Породные минералы и их количественные характеристики представлены в таблице 3.1. В таблице 3.2 представлен химический состав породных компонентов руды, который показывает, что основная часть представлена кварцем (66-74 %). Минеральный состав руды представлен в таблице 3.3.

Таблица 3.1 – Породные минералы руды Коктасжал

Минералы	Массовая доля, %
Кварц	43 – 45
Полевые шпаты	31 – 33
Хлорит	9 – 11
Гидрослюда	8 – 10
Доломит	2 – 3

Таблица 3.2 – Химический состав породных компонентов в руде

Наименование компонентов	Содержание, %
Окись кремния (SiO ₂)	66-74
Окись алюминия (Al ₂ O ₃)	13
Железо окисное (Fe ₂ O ₃)	2-3
Окись кальция (CaO)	2-3
Окись магнезия (MgO)	2

Таблица 3.3 – Минеральный состав руды

Минеральный состав, массовая доля, %											
Рудные							Породообразующие				
Малахит	Азурит	Золото	Гематит, магнетит	Гетит	Сульфиды Cu, сам. Cu	Пирит	Кварц	Плагиоклаз	Хлорит	Слюда	Доломит
1,5-2,0	0,3-0,4	Зн	0,5	0,2	Зн	0,2	43-45	31-33	9-11	8-10	2-3

В таблице 3.4 приведены результаты полуколичественного спектрального и анализов окисленной руды. Из таблицы следует, что редкие элементы по содержанию практическую ценность не представляют.

В таблице 3.5 представлены результаты химического анализа руды.

Таблица 3.4 – Результаты полуколичественного спектрального анализа

Элементы	Содержание, %	Элементы	Содержание, %
Ртуть	< 0,003	Таллий	< 0,0005
Олово	0,0003	Селен	< 0,1
Рений	< 0,0003	Ниобий	0,001
Теллур	< 0,003	Тантал	< 0,01
Вольфрам	< 0,003	Бериллий	0,0001
Висмут	< 0,0002	Барий	0,15
Кадмий	< 0,0005	Стронций	0,10
Германий	< 0,0002	Скандий	0,002
Галлий	0,004	Иттрий	0,003
Хром	0,007	Иттербий	0,00025
Молибден	0,0007	Мышьяк	< 0,01
Никель	0,005	Кобальт	0,002
Титан	0,50		

Таблица 3.5 – Результаты химического анализа руды

Элементы и соединения	Содержания в пробе, %
Медь	0,52
Свинец	0,027
Цинк	0,0166
Железо	2,8
Сера общая	0,76
Золото, г/т	0,7
Серебро, г/т	5,16
Диоксид кремния	66,27

Продолжение таблицы 3.5

Элементы и соединения	Содержания в пробе, %
Оксид магния	1,35
Оксид кальция	3,08
Оксид алюминия	14,75
Оксид калия	0,42
Оксид натрия	4,07

Из таблицы 3.5 следует, что ценными компонентами в рудах являются медь, золото и серебро.

В таблице 3.6 приведены результаты фазовых анализов на медь в сульфидной руде, на золото и серебро – в таблице 3.7.

Таблица 3.6 – Результаты фазового анализа руд на медь

Соединения меди	Содержание, %	
	абс.	отн.
Первичная	0,435	70,17
Вторичная	0,174	28,07
Окисленная	0,011	1,76
Итого:	0,62	100

Из фазового анализа, представленного в таблице 2 следует, что медь на 70,17 %, 28,07 % представлена первичными и вторичными сульфидами меди и на 1,76 % окисленными минералами меди.

Таблица 3.7 – Рациональный анализ на золото и серебро

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/т		Распределение, %	
	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Au</i>	<i>Ag</i>
Проба руды	0,52	5,16	100	100
Свободное по амальгаме	0,09	1,63	17,81	31,59
В сростках с сульфидами и породой (I цианирование)	0,07	0,5	13,7	9,7
Покрытое пленками гидроксидов железа	0,02	0,12	3,42	2,32
Ассоциированное с сульфидами (II цианирование)	0,21	0,59	40,41	11,43
В пустой породе (ассоциированные с породой не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот)	0,13	2,32	24,66	44,96

Из таблицы 3 следует, что в пробе руды присутствует золото в свободном виде и в сростках с сульфидами 31,51 %. Золото, покрытое пленками гидроксидов железа, содержится незначительно. Ассоциированные с породой зерна золота, не вскрытые при данной степени измельчения и недоступные растворяющему действию кислот 24 %. Большая часть золота 40,41 % ассоциирована с сульфидами.

В таблице 3.8 приводятся результаты гранулометрического анализа и сульфидной руде.

С уменьшением крупности увеличивается концентрация меди, золота и серебра, особенно в шламистой фракции руды.

Таблица 3.8 – Результаты гранулометрического анализа руд

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %		
		Cu	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Au	Ag
Сульфидная руда							
+2	20,51	0,34	0,57	2,62	13,88	13,09	9,08
-2+1	21,73	0,4	0,56	1,06	17,31	13,63	3,89
-1+0,7	15,43	0,34	0,76	2,65	10,45	13,14	6,91
-0,7+0,5	4,47	0,33	0,5	1,40	2,94	2,96	1,21
-0,5+0,35	7,31	0,34	0,64	5,46	4,95	6,20	7,71
-0,35+0,1	13,71	0,49	0,75	9,05	13,37	13,63	23,97
-0,1+0,074	2,34	1,04	2,43	21,01	4,84	7,52	9,48
-0,074+0,044	3,45	1,2	2,03	22,61	8,25	9,29	15,08
-0,044	11,07	1,09	1,04	10,27	24,02	15,26	21,96
Итого:	100	0,50	0,75	5,18	100,0	100,00	100,0

Таблица 3.9 – Ситовой анализ дробленой руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	Суммарный выход, %
			Сульфидная руда
+2	20,51	20,51	100,0
-2+1	21,73	42,24	79,51
-1+0,7	15,43	57,67	57,78
-0,7+0,5	4,47	62,14	42,35
-0,5+0,35	7,31	69,45	37,88
-0,35+0,1	13,71	83,16	30,57
-0,1+0,074	2,34	85,5	16,86
-0,074+0,044	3,45	88,95	14,52
-0,044+0	11,07	100,0	11,07
0		100	
Исходный продукт	100		

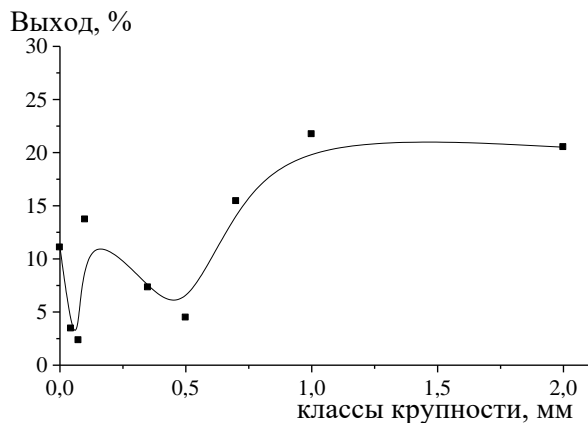


Рисунок 3.1 – Частная характеристика крупности дробленой сульфидной руды

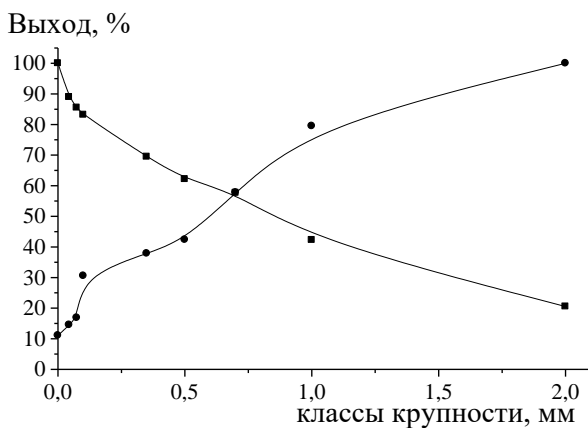


Рисунок 3.2 – Суммарная характеристика крупности дробленой сульфидной руды

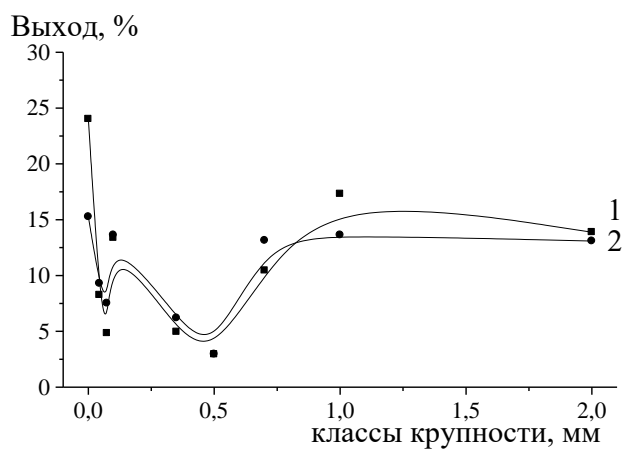


Рисунок 3.3 – Распределение меди (1) и золота (2) по классам крупности сульфидной руде

3.3 Физико-механические свойства руды

Физико-механические свойства руды зависят от свойств рудовмещающих пород и степени их насыщенности рудной минерализацией.

Физико-механические были определены при разработке технологии в лабораторных условиях по установленным методикам, результаты приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Физико-механические свойства руд

Показатели	Оксидная руда	Сульфидная руда
Плотность, г/см ³	2,74	2,63
Насыпной вес, г/см ³	1,64	1,86
Пористость, %	40	29
Влажность, %	2,5	2,5
Крепость по шкале Протодяконова	9,1	17
Угол естественного откоса, градус	31	42

В таблице 3.11 и 3.12 приведены показатели дробления и измельчения окисленной руды по методике Ф. Бонда.

Таблица 3.11 – Показатели дробления окисленной руды по Бонду

Наименование показателей	Единица измерения	Значения
Производительность Q,	кг/ч	3,58
Мощность, потребляемая при дроблении, N	кВт	16,81
Мощность холостого хода, N _{х-х}	кВт	14,53
F ₈₀ – размеры отверстий сита, через которые проходит 80 % исходного продукта	мкм	118000
P ₈₀ – размеры отверстий сита, через которые проходит 80 % дробленого продукта	мкм	17500
Индекс Бонда	кВт·ч·мкм ^{0,5} /т	13,67

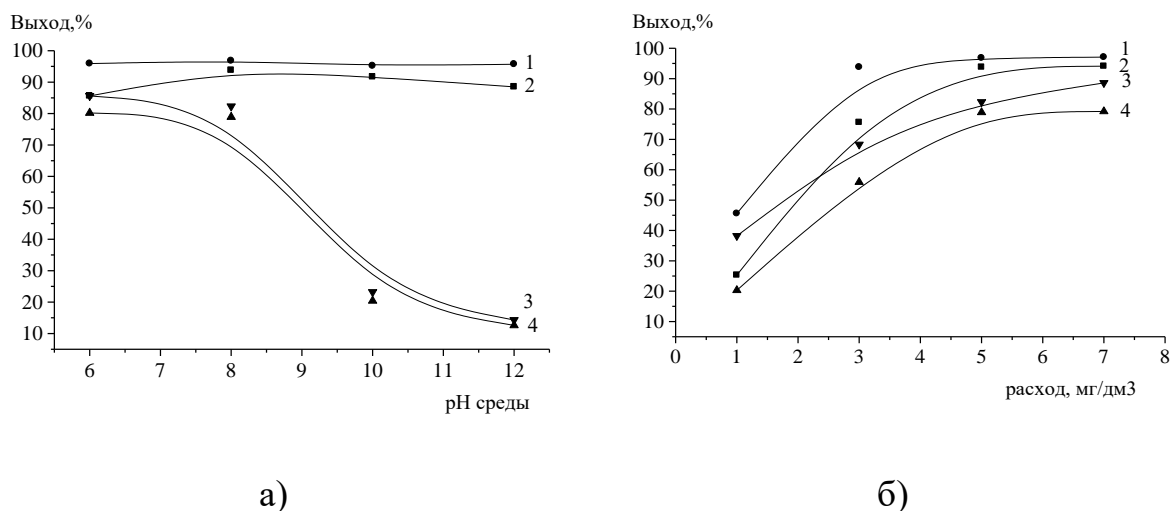
Таблица 3.12 – Показатели измельчения окисленной руды по Бонду

Наименование показателей	Единица измерения	Значения
Производительность Q,	кг/ч	3,73
Мощность, потребляемая при измельчении, N	кВт	0,331
Мощность холостого хода мельницы без измельчающей среды, N _{х-х}	кВт	0,2664
Удельный расход электроэнергии, E	кВт·ч/т	17,319
Циркуляционная нагрузка, C	%	255
F ₈₀ – размеры отверстий сит, через которые проходит 80 % исходного продукта	мкм	1800
P ₈₀ – размеры отверстий сит, через которые проходит 80 % готового продукта измельчения	мкм	44
Индекс Бонда	кВт·ч·т·мкм ^{0,5} /т	13,6

3.4 Мономинеральная флотация

Исследования по влиянию реагента амилового ксантогената в сравнении с БКс на флотирруемость минералов халькопирита и пирита проводились в широком диапазоне рН среды (рН=6, 8, 10, 12), при этом расход БКс и АмилКс составил по 5 мг/дм³. Результаты влияния БКс и предлагаемого собирателя на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 3.4 а.

Исследования по влиянию реагента амилового ксантогената в сравнении с БКс на флотирруемость минералов халькопирита и пирита проводились в рН среды (рН=8-8,5), при этом расход БКс и АмилКс составил по 1-7 мг/дм³. Результаты влияния БКс и предлагаемого собирателя на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 3.4 б.



1, 2 – выход халькопирита в присутствии АмилКс иБКс соответственно;
3,4 – выход пирита в присутствии АмилКс и БКс соответственно

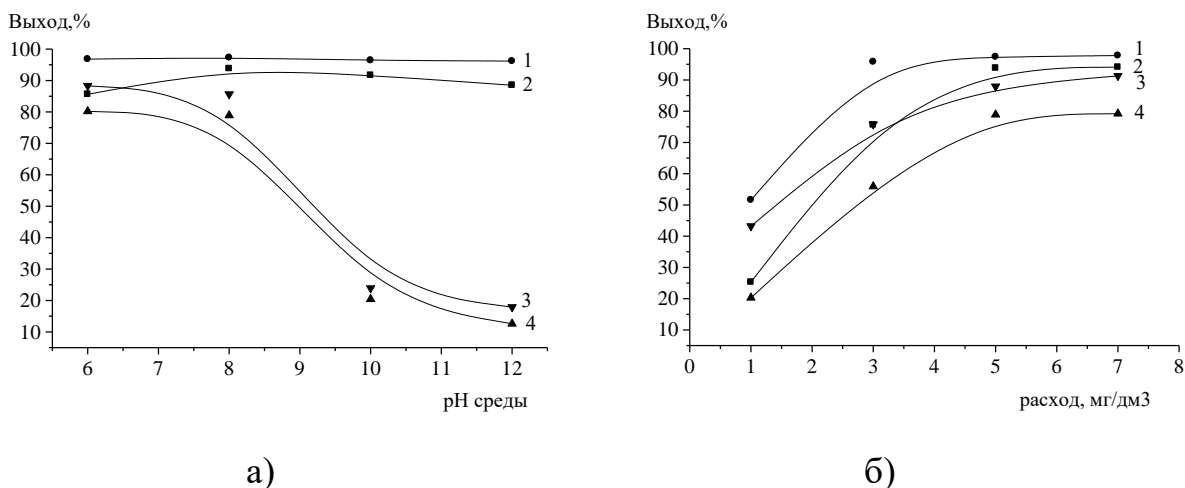
Рисунок 3.4 – Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации: а - при различных рН среды в присутствии собирателей АмилКс и БКс, б - при различных расходах собирателей АмилКс и БКс

Таблица 3.13 – Влияние собирателей АмилКс и БКс на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных значениях рН среды

рН среды	Выход, % (вес.)			
	халькопирит		пирит	
	БКс	АмилКс	БКс	АмилКс
6	85,6	95,9	80,2	85,6
8	93,8	96,8	78,9	82,3
10	91,7	95,2	20,4	23,2
12	88,5	95,7	12,6	14,3

Анализ рисунка 3.4 а,б показывает, что в присутствии АмилКс с увеличением рН пульпы от 6 до 10 резко уменьшается выход пирита, выход же халькопирита остается практически постоянным в широком диапазоне рН от 8 до 12. Таким образом, исследования показали, что АмилКс, по сравнению с БКс, является более эффективным собирателем минерала халькопирита.

Аналогичные исследования проведены с реагентом ТС-1000. Результаты влияния БКс и предлагаемого собирателя на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 3.5 а,б.



1,2 – выход халькопирита в присутствии ТС-1000 и БКс соответственно;
3,4 – выход пирита в присутствии ТС-1000 и БКс соответственно

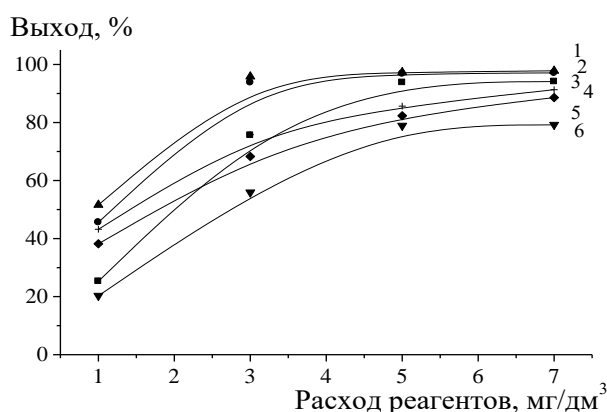
Рис. 3.5 – Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации: а - при различных рН среды в присутствии собирателей ТС-1000 и БКс, б - при различных расходах собирателей ТС-1000 и БКс

Таблица 3.14 – Влияние ТС-1000 и БКс на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных значениях рН среды

рН среды	Выход, % (вес.)			
	халькопирит		пирит	
	БКс	ТС-1000	БКс	ТС-1000
6	85,6	96,8	80,2	88,3
8	93,8	97,3	78,9	85,63
10	91,7	96,4	20,4	23,9
12	88,5	96,2	12,6	17,9

Анализ рисунка 3.5 показал, что в присутствии ТС-1000 с увеличением рН пульпы от 6 до 10 резко уменьшается выход пирита, извлечение же халькопирита остается практически постоянным в широком диапазоне рН от 8 до 12. Таким образом, исследования показали, что ТС-1000, по сравнению с БКс, является более эффективным собирателем халькопирита.

Проведены сравнительные тестовые опыты по изучению влияния расхода реагентов БКс, АмилКс и ТС-1000 на флотируемость халькопирита и пирита. Тестовые опыты проведены в диапазоне рН среды (рН=8-8,5), при этом расход БКс, АмилКс и ТС-1000 варьировался от 1 до 7 мг/дм³. Результаты влияния БКс и предлагаемых собирателей на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 3.6.



1,2,3 – выход халькопирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно; 4,5,6 – выход пирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно

Рис. 3.6 - Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных расходах собирателей ТС-1000, АмилКс и БКс.

Таблица 3.15 – Влияние расхода собирателей АмилКс и БКс на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации

Расходы, мг/дм ³	Выход, % (вес.)			
	халькопирит		пирит	
	БКс	АмилКс	БКс	АмилКс
1	25,3	45,6	20,3	38,2
3	75,6	93,8	55,9	68,3
5	93,8	96,8	78,9	82,3
7	94,1	97,1	79,2	88,6

Анализ рисунка 3.6 показывает, что в зависимости от применяемого реагента собирателя флотирруемость халькопирита снижается с следующим порядке ТС-1000 → АмилКс → БКс. Таким образом, наиболее эффективным селективным собирателем минералов халькопирита является реагент ТС-1000.

Таким образом, проведены исследования по изучению флотирруемости халькопирита и пирита в присутствии разных собирателей. В качестве базового собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, в качестве селективных собирателей – амиловый ксантогенат и реагент ТС-1000.

Изучение зависимости выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных рН среды в присутствии собирателей БКс, АмилКс и ТС-1000 показали, что в сравнении с базовым собирателем реагенты АмилКс и ТС-1000 оказывают более эффективное влияние на флотирруемость минералов.

4 Обработка технологических режимов флотации медно-золото-содержащей руды месторождения «Коктасжал»

Проведены лабораторные испытания технологии обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал с применением базовых реагентов. Схема медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал в тестовом цикле изображена на рисунке 4.1. Расход реагентов, точки их подачи и результаты флотации указаны в таблицах 4.1.

Основными полезными компонентами руды являются медь и золото. Основные медьсодержащие сульфидные минералы представлены халькопиритом, борнитом, ковеллином, халькозином, самородная медь имеет второстепенное значение. Руда обогащается комбинированным методом с использованием гравитации и флотации. Гравитационным методом обогащают самородное золото. Хвосты гравитации направляются на флотацию. Флотационная схема включает основную, контрольную флотации и две перечистные операции. Проведены исследования по отработке технологических режимов флотации обогащения руды Коктасжалской обогатительной фабрики с применением базовых флотореагентов. Проведены исследования по определению оптимальных расходов базовых реагентов. В качестве базовых реагентов используются сернистый натрий, бутиловый ксантогенат и МИБК [28].

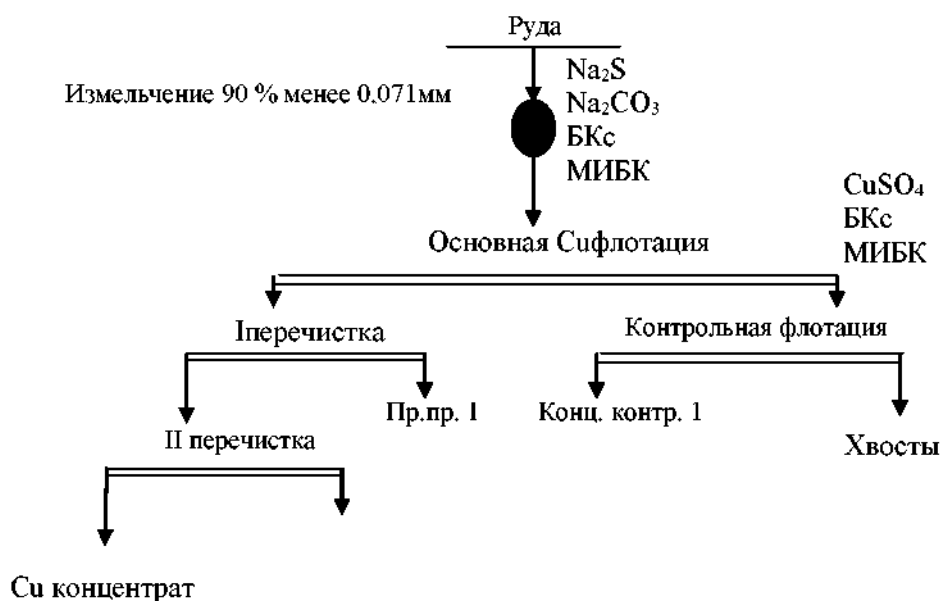


Рисунок 4.1 – Схема флотации медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал

При отработке технологических режимов флотации были использованы следующие флотационные реагенты:

Базовые реагенты:

- сода Na_2CO_3 – регулятор среды;
- сернистый натрий Na_2S – сульфидизатор;
- бутиловый ксантогенат (Бутиловый ксантогенат) – собиратель;
- метал изобутил карбинол МИБК – вспениватель.

В сравнении с базовым собирателем тестировались селективные собиратели амиловый ксантогенат и тионокарбамат марки ТС-1000.

В результате отработки флотации на базовых реагентах были определены оптимальная крупность помола, время флотации и расходы регулятора среды, сульфидизатора и вспенивателя, таблица 4.1.

Таблица 4.1 - Точки подачи реагентов и их расход

Точки подачи реагентов	Na_2S , г/т	Na_2CO_3 , г/т	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, г/т	Кх, г/т	МИБК, г/т
Основная флотация	50	200		80	20
Контрольная флотация			200	20	10

В процесс измельчения подавали сульфид натрия для сульфидизации минералов.

Исследования по установлению оптимальной степени измельчения исходной руды показали, что наилучшие показатели достигнуты при измельчении 90 % класса -0,071 мм (таблица 4.2).

Таблица 4.2 – Результаты флотации руды обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» при разном измельчении -0,071 мм класса

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Си концентрат	1,8	13,5	10,2	41,90	31,96	-0,071 класс 70 % Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 БутКсан-80 г/т МИБК-25 г/т
Пр. пр 1	2,3	1,9	2,1	7,53	8,41	
Пр. пр 2	1,1	3,6	4,6	6,83	8,81	
Пен. контр. флотации	0,5	1,7	1,8	1,47	1,57	
Отв. хвосты	94,3	0,26	0,3	42,27	49,25	
Хвосты гравитации	100	0,58	0,57	100,0	100,00	
Си концентрат	2,1	15,9	12	57,67	45,51	-0,071 класс 80 % Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 БутКсан-80 г/т МИБК-25 г/т
Пр. пр 1	1,2	2,1	2,5	4,35	5,42	
Пр. пр 2	0,6	4,1	5,1	4,25	5,53	
Пен. контр. флотации	0,7	2	3,1	2,42	3,92	
Отв. хвосты	95,4	0,19	0,23	31,31	39,63	
Хвосты гравитации	100	0,58	0,55	100,0	100,00	
Си концентрат	2,2	16,2	15,2	65,32	54,70	-0,071 класс 90 % Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 БутКсан-80 г/т МИБК-25 г/т
Пр. пр 1	1,3	1,4	2	3,34	4,25	
Пр. пр 2	0,8	2,8	5,5	4,11	7,20	
Пен. контр. флотации	0,6	1	1,2	1,10	1,18	
Отв. хвосты	95,1	0,15	0,21	26,14	32,67	
Хвосты гравитации	100	0,55	0,61	100,00	100,00	

Продолжение таблицы 4.2

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Содержание, %	Извлечение, %	Содержание, %	Извлечение, %	
Си концентрат	2,3	16,2	14,6	66,48	54,20	-0,071 класс 95 % Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 БутКсан-80 г/т МИБК-25 г/т
Пр. пр 1	1,4	1,4	2,1	3,50	4,74	
Пр. пр 2	1	2,8	5,1	5,00	8,23	
Пен. контр. флотации	0,8	1	1,8	1,43	2,32	
Отв. хвосты	94,5	0,14	0,2	23,60	30,50	
Хвосты гравитации	100	0,56	0,62	100,0	100,00	

При измельчении -0,071 мм класса 90 % получен медный концентрат с содержанием меди 16,2 % при извлечении 65,32 % и содержанием золота 15,2 г/т при извлечении золота 54,7 %.

Далее проводились исследования по определению оптимального расхода сернистого натрия. Результаты медной флотации в зависимости от разного расхода сернистого натрия представлены в таблице 4.3. Расход сернистого натрия варьировался от 0 до 75 г/т.

Оптимизацию отработки режима флотации контролировали по содержанию и извлечению меди и золота в концентрате.

Результаты исследований по определению оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 4.2. Расход бутилового ксантогената варьировался от 60 до 120 г/т.

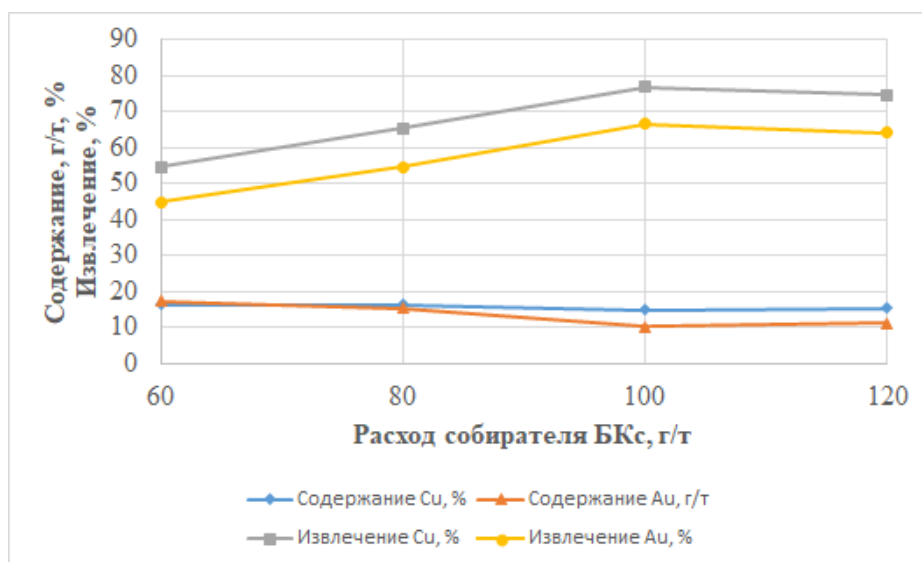


Рисунок 4.2 – Результаты флотации в зависимости от расхода бутилового ксантогената

Таблица 4.3 – Результаты флотации руды обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» при разных расходах бутилового ксантогената натрия

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Си концентрат	1,8	16,3	17,2	54,52	44,79	-0,071 класс 90 %
Пр. пр 1	1	1,8	3,2	3,34	4,63	
Пр. пр 2	0,4	3,5	7,3	2,60	4,22	Na ₂ S- 50 г/т
Пен. контр. флотации	1,2	1,8	2,8	4,01	4,86	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Отв. хвосты	95,6	0,2	0,3	35,53	41,49	БутКсан-60 г/т
Хвосты гравитации	100	0,54	0,69	100,00	100,00	МИБК-25 г/т
Си концентрат	2,2	16,2	15,2	65,32	54,70	-0,071 класс 90 %
Пр. пр 1	1,3	1,4	2	3,34	4,25	
Пр. пр 2	0,8	2,8	5,5	4,11	7,20	Na ₂ S- 50 г/т
Пен. контр. флотации	0,6	1	1,2	1,10	1,18	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Отв. хвосты	95,1	0,15	0,21	26,14	32,67	БутКсан-80 г/т
Хвосты гравитации	100	0,55	0,61	100,00	100,00	МИБК-25 г/т
Си концентрат	3,3	14,8	10,2	76,79	66,64	-0,071 класс 90 %
Пр. пр 1	1,1	1,6	2,6	2,77	5,66	
Пр. пр 2	0,4	3,2	5,3	2,01	4,20	Na ₂ S- 50 г/т
Пен. контр. флотации	0,3	1,1	1,6	0,52	0,95	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Отв. хвосты	94,9	0,12	0,12	17,91	22,55	БутКсан-100 г/т
Хвосты гравитации	100	0,64	0,51	100,00	100,00	МИБК-25 г/т
Си концентрат	3,4	15,2	11,2	74,65	64,08	-0,071 класс 90 %
Пр. пр 1	1,5	1,5	2,4	3,25	6,06	
Пр. пр 2	1,1	2,8	5,5	4,45	10,18	Na ₂ S- 50 г/т
Пен. контр. флотации	0,8	1,3	1,8	1,50	2,42	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Отв. хвосты	93,2	0,12	0,11	16,15	17,25	БутКсан-120 г/т
Хвосты гравитации	100	0,69	0,59	100,00	100,00	МИБК-25 г/т

Установлен оптимальный расход бутилового ксантогената натрия который составил 100 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 14,8 % при извлечении 76,79 % и содержанием золота 10,2 г/т при извлечении золота 66,64 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода амилового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 4.3. Расход амилового ксантогената варьировался от 40 до 100 г/т.

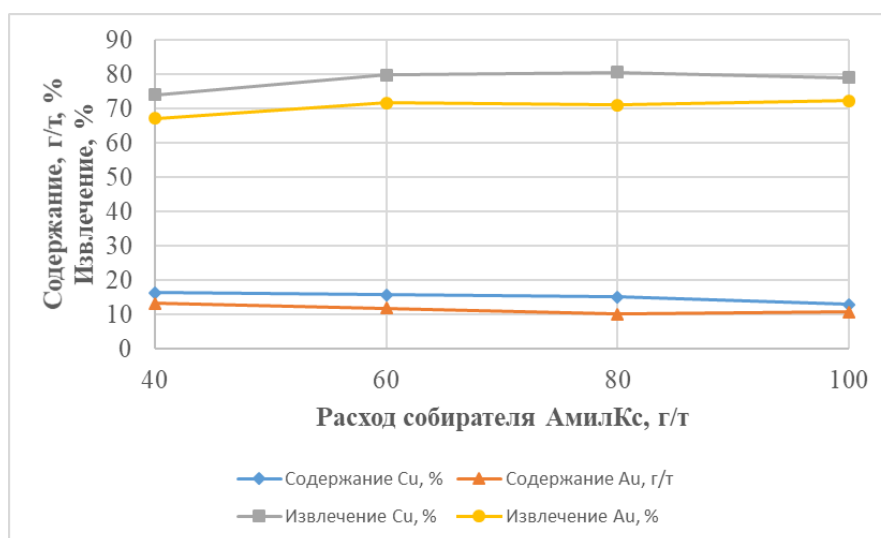


Рисунок 4.3 – Результаты флотации в зависимости от расхода амилового ксантогената

Таблица 4.4 – Результаты флотации руды обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением амилового ксантогената натрия

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Си концентрат	3,3	14,8	10,2	76,79	66,64	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	1,1	1,6	2,6	2,77	5,66	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,4	3,2	5,3	2,01	4,20	БутКсан-100 г/т
Пен. контр. флотации	0,3	1,1	1,6	0,52	0,95	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	94,9	0,12	0,12	17,91	22,55	
Хвосты гравитаций	100	0,64	0,51	100,00	100,00	
Си концентрат	2,9	16,5	13,3	74,12	67,16	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	1	2,1	2,5	3,25	4,35	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,6	3,4	5,1	3,16	5,33	АмилКсан-40 г/т
Пен. контр. флотации	0,7	1,7	1,4	1,84	1,71	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	94,8	0,12	0,13	17,62	21,46	
Хвосты гравитаций	100	0,65	0,57	100,00	100,00	
Си концентрат	3	15,9	12	79,89	71,70	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,2	2,3	1,81	4,12	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,3	2,9	4,8	1,46	2,87	АмилКсан-60 г/т
Пен. контр. флотации	0,4	1,3	2,9	0,87	2,31	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	95,4	0,1	0,1	15,98	19,00	
Хвосты гравитаций	100	0,60	0,50	100,00	100,00	

Продолжение таблицы 4.4

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Содержание, %	Извлечение, %	Содержание, %	Извлечение, %	
Си концентрат	3,5	15,2	10,2	80,73	71,12	Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 АмилКсан-80 г/т МИБК-30 г/т
Пр. пр 1	0,8	1,7	2,4	2,06	3,82	
Пр. пр 2	0,4	2,4	5,5	1,46	4,38	
Пен. контр. флотации	0,5	1,8	1,8	1,37	1,79	
Отв. хвосты	94,8	0,1	0,1	14,39	18,88	
Хвосты гравитаций	100	0,66	0,50	100,00	100,00	
Си концентрат	3,8	13,1	10,8	79,08	72,36	Na ₂ S- 50 г/т Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5 АмилКсан-100 г/т МИБК-30 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,6	2,5	2,29	3,97	
Пр. пр 2	0,6	2,5	5,4	2,38	5,71	
Пен. контр. флотации	0,4	2	1,9	1,27	1,34	
Отв. хвосты	94,3	0,1	0,1	14,98	16,63	
Хвосты гравитаций	100	0,63	0,57	100,00	100,00	

Установлен оптимальный расход амилового ксантогената натрия который составил 60 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 15,9 % при извлечении 79,89 % и содержанием золота 12 г/т при извлечении золота 71,70 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода собирателя ТС-100 в медном цикле флотации приведены на рисунке 4.4. Расход собирателя ТС-100 варьировался от 10 до 40 г/т.

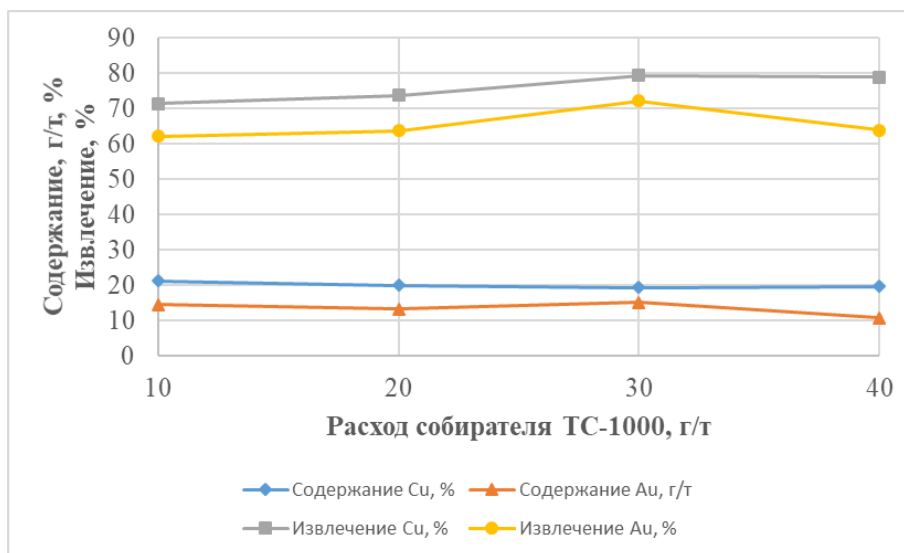


Рисунок 4.4 – Результаты флотации в зависимости от расхода собирателя тионокарбамата марки ТС-1000

Таблица 4.5 – Результаты флотации руды обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением собирателя тионокарбамата марки ТС-1000.

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Сиконцентрат	3,3	14,8	10,2	76,79	66,64	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	1,1	1,6	2,6	2,77	5,66	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,4	3,2	5,3	2,01	4,20	БутКсан-100 г/т
Пен. контр. флотации	0,3	1,1	1,6	0,52	0,95	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	94,9	0,12	0,12	17,91	22,55	
Хвосты гравитаций	100	0,64	0,51	100,00	100,00	
Си концентрат	2	21,3	14,6	71,48	62,20	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,7	1,9	2,1	2,23	3,13	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,5	2,6	4,3	2,18	4,58	ТС-1000-10 г/т
Пен. контр. флотации	0,6	1,5	1,1	1,51	1,41	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	96,2	0,14	0,14	22,60	28,69	
Хвосты гравитаций	100	0,60	0,47	100,00	100,00	
Си концентрат	2,2	20,1	13,4	73,87	63,74	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,8	1,7	2,5	2,27	4,32	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,5	2,5	5,1	2,09	5,51	ТС-1000-20 г/т
Пен. контр. флотации	0,5	1,1	1,4	0,92	1,51	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	96	0,13	0,12	20,85	24,91	
Хвосты гравитаций	100	0,60	0,46	100,00	100,00	
Си концентрат	2,5	19,4	15,2	79,34	72,24	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,4	2	2,06	3,42	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,5	2,8	5,5	2,29	5,23	ТС-1000-30 г/т
Пен. контр. флотации	0,4	1	1,2	0,65	0,91	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	95,7	0,1	0,1	15,66	18,19	
Хвосты гравитаций	100	0,61	0,53	100,0	100,00	
Си концентрат	2,7	19,8	10,8	79,02	64,03	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	1	1,8	2,5	2,66	5,49	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,7	3,1	5,4	3,21	8,30	ТС-1000-40 г/т
Пен. контр. флотации	0,3	2,3	1,9	1,02	1,25	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	95,3	0,1	0,1	14,09	20,93	
Хвосты гравитаций	100	0,68	0,46	100,0	100,00	

Установлен оптимальный расход собирателя тионокарбамата марки ТС-1000 который составил 30 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 19,4 % при извлечении 79,34 % и содержанием золота 15,2 г/т при извлечении золота 72,24 %.

4.1 Разработка усовершенствованной технологии обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей

Таблица 4.6 – Результаты флотации руды с применением разных собирателей

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Сиконцентрат	3,3	14,8	10,2	76,79	66,64	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	1,1	1,6	2,6	2,77	5,66	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,4	3,2	5,3	2,01	4,20	БуТКсан-100 г/т
Пен. контр. флотации	0,3	1,1	1,6	0,52	0,95	МИБК-30 г/т
Отв. хвосты	94,9	0,12	0,12	17,91	22,55	
Хвосты гравитации	100	0,64	0,51	100,00	100,00	
Сиконцентрат	3	15,9	12	79,89	71,70	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,2	2,3	1,81	4,12	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,3	2,9	4,8	1,46	2,87	Амиловый
Пен. контр. флотации	0,4	1,3	2,9	0,87	2,31	ксантогенат - 60 г/т
Отв. хвосты	95,4	0,1	0,1	15,98	19,00	МИБК-30 г/т
Хвосты гравитации	100	0,60	0,50	100,00	100,00	
Сиконцентрат	2,5	19,4	15,2	79,34	72,24	Na ₂ S- 50 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,4	2	2,06	3,42	Na ₂ CO ₃ -pH=8-8,5
Пр. пр 2	0,5	2,8	5,5	2,29	5,23	Тионокарбамат
Пен. контр. флотации	0,4	1	1,2	0,65	0,91	марки ТС-1000-30
Отв. хвосты	95,7	0,1	0,1	15,66	18,19	г/т
Хвосты гравитации	100	0,61	0,53	100,00	100,00	МИБК-30 г/т

На графике рисунок 4.5 приведены сравнительные результаты получаемых технологических показателей при оптимальных расходах разных собирателей.

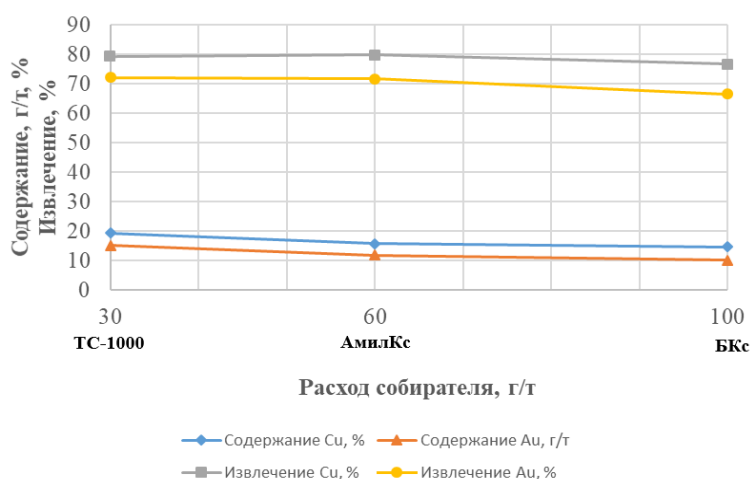


Рисунок 4.5 – Результаты флотации при оптимальных расходах разных собирателей

Результаты опытов показывают, что с применением амилового ксантогената натрия содержание меди увеличивается на 0,9 %, а извлечение меди - на 3,1 % в сравнении с базовым собирателем. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 1,8 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,06 %. Аналогичные результаты получены с собирателем тионоккарбамат марки ТС-1000 содержание меди увеличивается на 4,6 %, а извлечение меди - на 2,55 %. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 5 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,6 %. При этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амилового ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, тионоккарбамат марки ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

Проведены исследования по флотационному обогащению медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением базовых реагентов и селективно действующих собирателей. Применение реагентов АмилКс и ТС-1000 позволяют улучшить технологические показатели флотации: улучшается качество концентратов и увеличивается извлечение полезных компонентов при обновленном снижении их расходов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1 Проведен анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд. Одним из способов интенсификации флотационной переработки медных руд является усовершенствование реагентных режимов с использованием более эффективных, селективно действующих флотационных реагентов.

2 Проведены исследования по изучению флотуемости халькопирита и пирита в присутствии разных собирателей, так как чаще всего попутно с медными минералами в рудах сожержится еще и пирит. В качестве базового собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, в качестве селективных собирателей – амиловый ксантогенат и реагент ТС-1000. Для исследований был выбран следующий класс крупности минералов: -0,071+0 мм. В качестве пенообразователя применяли МИБК. Изучение зависимости выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных рН среды в присутствии собирателей БКс, АмилКс и ТС-1000 показали, что в сравнении с базовым собирателем, реагенты АмиКс и ТС-1000 оказывают более эффективное влияние на флотуемость минералов.

3 Изучен вещественный состав руды месторождения «Коктасжал». В исследуемой пробе основным медьсодержащим минералом является халькопирит, содержание которого может достигать до 2-3% (в среднем 0,59%), в руде присутствует золото (0,64 г/т), серебро (2,74 г/т), свинец, цинк, молибден. Фазовый анализ руд показывает, что в окисленной руде медь на 96,95% представлена окисленными формами, 3,05% - вторичными минералами меди. В сульфидной руде - 70,17 %, 28,07% и 1,76% первичные, вторичные и окисленные минералы, соответственно.

4 Результаты химического анализа руды показывает, что в окисленной и сульфидной рудах присутствует достаточное количество золота и серебра в свободном виде. Золото, покрытое пленками гидроксидов железа, содержится незначительно в сульфидной руде, в окисленной руде – на уровне 12-14 %. Ассоциированные с породой зерна золота, не вскрытые при данной степени измельчения и недоступные растворяющему действию кислот, в сульфидной руде несколько больше, чем в окисленной руде (24 % против 14 %). Часть золота в рудах извлекаема гравитационным способом.

Проведены лабораторные испытания технологии обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал.

5 Основными полезными компонентами, извлекаемыми из руды, являются медь и золото. Медьсодержащие сульфидные минералы представлены халькопиритом, борнитом, ковеллином, халькозином, в руде присутствует и самородная медь. Руда обогащается комбинированным методом с применением гравитации и флотации. Гравитационным методом обогащают самородное золото. Хвосты гравитации направляются флотацию. Флотационная схема состоит из основной, контрольной флотаций и двухперечистных операций концентрата. Проведены исследования по

отработке технологических режимов флотационного обогащения руды с применением базовых флотореагентов. Проведены исследования по определению оптимальных расходов базовых реагентов. В качестве базового реагента использовали сернистый натрий, бутиловый ксантогенат натрия и МИБК.

6 Исследования по установлению оптимальной степени измельчения исходной руды показали, что наилучшие показатели достигнуты при измельчении 90 % класса -0,071 мм. При оптимальной степени измельчения получен медный концентрат с содержанием меди 16,2 % при извлечении 65,3 % и содержанием золота 15,2 г/т при извлечении золота 54,7 %.

Проведены исследования по определению оптимального расхода сернистого натрия. Установлен оптимальный расход сернистого натрия 50 г/т, при этом получен аналогичный медный концентрат.

Исследования по определению оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в медной цикле флотации показали, что оптимальным является расход 100 г/т, при этом получен медный концентрат с содержанием меди 14,8 % при извлечении 76,79 % и содержанием золота 10,2 г/т при извлечении золота 66,64 %.

Проведены исследования по изучению возможности замены базового собирателя более эффективными, селективно действующими реагентами АмилКс и ТС-1000. Результаты испытаний показали, что применение амилового ксантогената натрия позволяет: повысить содержание меди в медном концентрате на 0,9 %, а извлечение меди – на 3,1%; повысить содержание золота в медном концентрате на 1,8 г/т, а извлечение золота в медный концентрат - на 5,06 %. Применение реагента ТС-1000 позволяет: повысить содержание меди на 4,6 %, извлечение меди – на 2,55 %; повысить содержание золота в медном концентрате на 5 г/т, извлечение золота в медный концентрат -на 5,6 %. При этом расход реагентов АмилКс и ТС-1000 в сравнении с расходом бутилового ксантогената натрия снижается с 100 до 60 г/т и с 100 до 30 г/т соответственно.

Оценка полноты решений поставленных задач. Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: проведен анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд; изучен флотируемость халькопирита и пирита в присутствии разных собирателей; отработан технологический режим флотации медной руды месторождения «Коктасжал» с применением базовых реагентов; разработан усовершенствованная технология обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей.

Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию полученных результатов. Результаты данной магистерской диссертации предложены для разработки технологического регламента на проект обогатительной фабрики.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения. Ожидаемая технико-экономическая эффективность внедрения результатов,

проведенных исследований, достаточно высока, так как применение амилового ксантогената натрия и ТС-1000 позволяет повысить содержание меди и золота в медном концентрате, а также снизить расход реагентов в сравнении с расходом бутилового ксантогената натрия до 30-60 г/т соответственно. При использовании этих реагентов достигается довольно высокое извлечение меди в концентрат 79,34 %.

Оценка научно-технического уровня выполненной работы. Научно-технический уровень выполненной научно-исследовательской работы достоин лучшей оценки в области переработки полиметаллического сырья, так как внедрение новых реагентов позволяют снизить расход реагентов и поднять извлечение товарной продукции.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова И.С. Флотационные реагенты и их применение. - М.: Недра, 1986, - С.79-83.
- 2 Соложенкин П.М., Копиция Н.И. ЭПР в растворах ксантогенатов двухвалентной меди //Структурная химия. – 1967. -Т.8,№3. - С.500.
- 3 Соложенкин П.М. Исследование некоторых вопросов теории флотации методом электронного парамагнитного резонанса //Физико-технологические проблемы разработки полезных ископаемых.– 1968. - №2. - С.72.
- 4 Кошербаев Қ.Т. Флотациялық байыту әдістері.- Алматы, 2000. - С.110-112.
- 5 Отражденнова Л.А., Налимов Г.В., Малиновская И.Д., Максимов И.И., Рябой В.И. Осн. направ. соверш. техн. и технол. обогащ. руд цв. мет. - Л.: Механобр-1990. - С.86-91.
- 6 Лившиц А.К., Давыдова Л.А., Данильченко Л.М. Флотационные реагенты для руд цветных металлов, применяемых за рубежом. – М.: ВИНТИ., 1987. – С. 42-50.
- 7 Бозанова Н.М., Коржова Р.В., Тарышкина И.И., Обогащение руд. – Иркутск, 1981. - С.71-75.
- 8 Пат. 2691635 США Диалкилтиокарбаматы. Получение взаимодействием метильных эффектов ксантогеновых кислот с алифатическими аминами: R-O-C(S)-N-RH где R – алкилы //Harris G.H., Fishback V.C.; опубл. 20.05.1953.
- 9 Соложенкин П.М., Копиция Н.И., Солодова М.Ф.ЭПР в растворах диэтанолдителиокарбамата двухвалентной меди // ДАН Таджикской ССР. – 1969. –Т. XII,№2. – С.36-38.
- 10 Соложенкин П.М. Исследование некоторых вопросов теории флотации методом электронного парамагнитного резонанса //ДАН Таджикской ССР. – 1966. –Т.ХIII, №28. – С.45-49.
- 11 Соложенкин П.М., Галлиев Р.Ш. Спектры ядерного магнитного резонанса некоторых флотационных реагентов //ДАН Таджикской ССР. – 1969. –Т.ХII, №1. – С.65-69.
- 12 Соложенкин П.М., Копиция Н.И., Требугенко Н.И. Диффузное перераспределение катионов меди, серебра в сульфидных минералах в процессе их флотации и условия образования на поверхности минералов различных диэтилдителиокарбаматов металлов //Известия АН Таджикской ССР отделения физико-математических и геолого-химических наук. – 1970. - №2(36). – С.132-137.
- 13 А.С. 629886. СССР. Собиратель для флотации сульфидных руд цветных металлов //Тропман Э.П., Соливанова Н.В., Поляков А.М.; опубл 15.06.1978, Бюлл. №40.
- 14 Пат. 4507198 США. Смесь О,N-диалкилтиокарбамата C₁-C₆ (70 %) и жидкой фракции жирных кислот талового масла (30 %) /UngerKimN., TibbalsRoryL., SmeltzerDennisV.; опубл. 20.12.1982.

15 Пат. 4511465 США Смесь S-аллил-S¹ - н – бутилтретиокарбоната и N,N,S- тиэтилдителиокарбамата или N,N- диэтил-S- н-бутилдителиокарбамата при соотношении от 90:10 до 10:90 (предпочтительно от 65:35 до 35:65). Расход смеси 4-450 г/т /BressonClarenkeR.; опубл. 11.06.1984.

16. Пат. 4534857 США Смеси двух реагентов: диэтилдителиофосфат (ДТФ) и этилтретиокарбонат натрия (ТТК); изопропиловый ксантогенат (НИК) и н-бутилтретиокарбонат натрия; S-аллил- S-н-бутилтретиокарбонат и N,N-диметил- S-бензилдителиокарбамат при соотношении компонентов в смеси от 1:9 до 9:1. расход смеси 2-225 г/т //PhilippsPetroleumCo., ParlmanRobertM., BressonClarenceR.; опубл. 07.12.1984.

17 Лившиц А.К., Шубов Л.Я. Физ-химич. основы действие аполярн. собирателей при флотации руд и углей. - М.: Наука-1965. - С.79-87.

18 А.С.175405 СССР. Собиратель //Кондратьев Л.В., Гурвич С.М., Шубов Л.Я., Каплун М.Г.;опуб. 28.08.74.

19 AligaM., SomasundaranP. Fros. FlotaT,:Proc. 2ndLat.-Amer. Cong. Consercion. – Amsterdam, 1988. - P.261-271.

20 Абрамов А.А. //Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископ.-2005.-№ 1.- С.1-14.

21 Большаков, Г.Ф. Экспресс методы определения загрязненности нефтепродуктов [Текст] / Г.Ф. Большаков. – Л.: Химия. –1977. – 168 с.

22 Каковский, И. Л. О механизме взаимодействие собирателей с минералами [Текст] / И.Л. Каковский. // Цвет. Metallургия. – 1963. – №4. – С.6–9.

23 Мелик-Гайказян, В. И. Методы исследования флотационного процесса [Текст] / [В. И. Мелик-Гайказян, А. А. Абрамов, Ю. Б. Рубинштейн и др.]. – М.: Недра. – 1990. – 301 с.

24 Голиков, А. А. Взаимодействия собирателей типа ксантогената на поверхности сульфидных минералов [Текст] / А.А.Голиков. // Цветная металлургия. – 1961. – №11. – С.19 – 24

25 Саградян, А.Л. Физико-химические методы исследования флотационного процесса [Текст] / А.Л. Саградян, Б.Г. Крагачев. – Ереван: изво Айастану. – 1980. – 205 с.

26 Конев, А. С. Некоторые вопросы теории и технологии обогащения руд [Текст] / А.С. Конев, Л.Б. Дебрина. – Труды – вып. 131. – 45 с.

27 Шинода, К. Коллоидные поверхностно-активные вещества. Физико-химические свойства [Текст] / [К. Шинода, Т. Накагава, и др.] пер. с англ. / под ред. А.Б. Таубмана и З.Н. Маркиной. – М.: Мир. – 1966. –320 с.

28 Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2 Технология обогащения полезных ископаемых [Текст] / А.А. Абрамов. – М.: МГГУ –2004. – 510с. – С.6-9.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Список опубликованных работ по теме магистерской диссертации:

1 А.Қ. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов «Отработка режима флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением разных собирателей» // «Сборник трудов Международной научно-практической конференции» КазННТУ – Алматы, 2024. – Том I стр. 395 – 399.

2 А.Қ. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов «Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал» // «Горный журнал Казахстана» – Алматы, 2024. – №5 стр. 30 – 37.

**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**



Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты
Горно-металлургический институт им. О. А. Байконурова

**«ЭКОНОМИКАНЫҢ ТҰРАҚТЫ ДАМУЫ ЖАҒДАЙЫНДАҒЫ
МИНЕРАЛДЫҚ-ИНДУСТРИЯЛЫҚ МЕГАКЕШЕНДЕГІ
РЕСУРС ҮНЕМДЕУШІ ТЕХНОЛОГИЯЛАР»
Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясының
ЕНБЕКТЕР ЖИНАҒЫ
14-15 наурыз 2024**

**СБОРНИК ТРУДОВ
Международной научно-практической конференции
«РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ
В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ
В УСЛОВИЯХ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ»
14-15 марта 2024**

**PROCEEDINGS
International Scientific and Practical Conference
«RESOURCE-SAVING TECHNOLOGIES
IN THE MINERAL-INDUSTRIAL MEGA-COMPLEX
IN CONDITIONS OF SUSTAINABLE ECONOMY DEVELOPMENT»
14-15 of March, 2024**

Алматы 2024

и обрабатывающую промышленность. Результаты исследований помогают выбрать материалы для конкретных применений, что приводит к повышению эффективности, долговечности и рентабельности.

Будущие направления в этой области часто выявляют направления для дальнейшего изучения, такие как разработка новых составов сплавов, передовых методов обработки и усовершенствованных моделей прогнозирования. Устранение этих пробелов в исследованиях может привести к дальнейшему развитию высокохромистого чугуна и его применения.

В целом, исследования в области высокохромистого чугуна охватывают широкий спектр тем, направленных на улучшение свойств, характеристик и надежности материала в сложных промышленных условиях. Каждое исследование вносит свой вклад в наше понимание материала и формирует стратегии по его оптимизации и применению в различных отраслях промышленности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Puzpasari, V.; Herbirowo, S.; Habieb, A.M.; Utama, D.P.; Roberto, R.; Adjiantoro, B. Effect of sub-zero treatments on hardness and corrosion properties of low-alloy nickel steel. *AIMS Mater. Sci.* 2023, 10, 55–69.
- 2 Chelgani, S.C.; Parian, M.; Parapari, P.S.; Ghorbani, Y.; Rosenkranz, J. A comparative study on the effects of dry and wet grinding on mineral flotation separation—a review. *J. Mater. Res. Technol.* 2019, 8, 5004–5011.
- 3 Gates, J.D.; Dargusch, M.S.; Walsh, J.J.; Field, S.L.; Hermand, M.-P.; Delaup, B.G.; Saad, J.R. Effect of abrasive mineral on alloy performance in the ball mill abrasion test. *Wear* 2008, 265, 865–870. 7.Tabrett, C.P.; Sare, I.R.; Ghomashchi, M.R. Microstructure-property relationships in high chromium white iron alloys. *Int. Mater. Rev.* 1996, 41, 59–82.
- 4 Gates, J.D.; Lai, W.Q.; Wen, P.S.; Hope, G.A.; Holt, S.A. Synergistic corrosion-abrasion of cast wear-resistant materials in HNO₃. *Cast Met.* 1995, 8, 73–90.
- 5 Efremenko, V.G.; Shimizu, K.; Noguchi, T.; Efremenko, A.V.; Chabak, Y.G. Impact-abrasive-corrosion wear of Fe-based alloys: Influence of microstructure and chemical composition upon wear resistance. *Wear* 2013, 305, 155–165.
- 6 Gonzalez-Pociño, A.; Alvarez-Antolin, F.; Asensio-Lozano, J. Optimization of thermal processes applied to hypoeutectic white cast iron containing 25% Cr aimed at increasing erosive wear resistance. *Metals* 2020, 10, 359.
- 7 Feifei, H.; Da, L.; Ting, D.; Xuejun, R.E.N.; Bo, L.; Qingxiang, Y. Effect of rare earth oxides on the morphology of carbides in hardfacing metal of high chromium cast iron. *J. Rare Earths* 2011, 29, 168–172.
- 8 Tang, X.H.; Chung, R.; Pang, C.J.; Li, D.Y.; Hinckley, B.; Dolman, K. Microstructure of high (45 wt.%) chromium cast irons and their resistances to wear and corrosion. *Wear* 2011, 271, 1426–1431.

УДК 622.7

ОТРАБОТКА РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКТАСЖАЛЬ» С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ

А.Қ.Сейсенбек, Ш.А.Телков, И.Ю.Мотовилов
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании инновационных технологий флотационного разделения веществ и минералов. В качестве собирателя предложено большое число органических соединений, однако используется на практике не более 160 [1-3].

В качестве реагентов собирателей для медных и золотосодержащих руд на многих фабриках часто используют ксантогенаты калия и натрия, дитиофосфаты, реже дитиокарбаматы, меркаптаны, соли жирных кислот и др. Однако данные собиратели не селективны по отношению к золоту и меди, т.к. активно флотируются золотосодержащие сульфиды и сульфиды, не содержащие золото. Получаемые флотационные концентраты применением реагентных режимов, предусматривающих использование неселективных для золота и меди собирателей, характеризуются высоким выходом и низким содержанием полезного концентрата, что приводит к увеличению затрат на измельчение и гидрометаллургические процессы, что, в свою очередь, увеличивает себестоимость товарного продукта.

Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Совместно с ксантогенатами использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы.

Большинство предлагаемых новых эффективных селективных собирателей для меди и золота не нашли практического применения на предприятиях из-за их высокой стоимости, превышающей стоимость ксантогената в 4-6 раз, или из-за повышенной токсичности, а также отсутствия технической базы для производства этих флотореагентов.

Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счет освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную переработку забалансовых руд, отвалов и хвостов, для переработки которых необходимо создание новых реагентных режимов с применением более селективных флотореагентов [4-6].

Целью исследований является разработка технологии обогащения медной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей [7].

В связи тем, что в настоящее время перерабатываемое полиметаллическое сырье характеризуется сложным минералогическим составом, низким содержанием ценных компонентов, создается необходимость в поиске и производстве селективно действующих реагентов-собирателей. Использование новых реагентов даст возможность рационально и комплексно перерабатывать минеральное сырье, снизить расход реагентов и повысить экономическую эффективность производства [8-10].

Авторами доклада поставлена задача провести отработку режима флотации медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением в качестве собирателей бутилового ксантогената (БКс), амиплового ксантогената (АмпилКс) и собирателя тионокрбамата марки ТС-1000.

Объектом исследований являлась золото-медная руда месторождения «Коктасжал». Основным полезным компонентом руды является медь со средним содержанием 0,59 % золото 0,64 г/т, серебро 2,74 г/т, в незначительном количестве присутствует свинец, цинк, молибден.

Отработку технологических режимов флотации руды проводили в механических лабораторных машинах типа ФМ с объемом флотационных камер 3, 1, 0,5 л. Схема выполнения флотационных тестов приведена на рисунке 1.

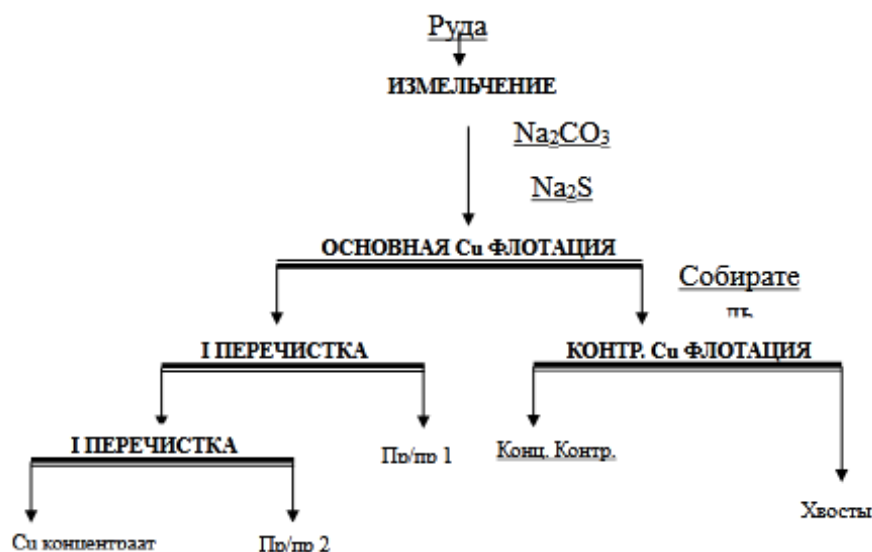


Рисунок 1 – Схема проведения флотационных тестов

При отработке технологических режимов флотации были использованы следующие флотационные реагенты:

Базовые реагенты:

- сода Na_2CO_3 – регулятор среды;
- сернистый натрий Na_2S – сульфидизатор;
- бутиловый ксантогенат (БКс) – собиратель;
- метал изобутил карбинол МИБК – вспениватель.

В сравнении с базовым собирателем тестировались селективные собиратели амиловый ксантогенат и ТС-1000.

В результате отработки флотации на базовых реагентах были определены оптимальная крупность помола, время флотации и расходы регулятора среды, сульфидизатора и вспенивателя, таблица 1.

Таблица 1 - Точки подачи реагентов и их расход

Точки подачи реагентов	Время флотации, мин	Na_2S , г/т	Na_2CO_3 , г/т	Кх, г/т	МИБК, г/т
Измельчение 90 % класса менее 0,071 мм	-	50	200	-	-
Основная флотация	12	-	-	80	20
Контрольная флотация	10	-	-	20	10
I перечистка	7	-	-	-	-
II перечистка	5	-	-	-	-

Оптимизацию обработки режима флотации контролировали по содержанию и извлечению меди и золота в концентрате.

Результаты исследований по определению оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 2. Расход бутилового ксантогената варьировался от 60 до 120 г/т.

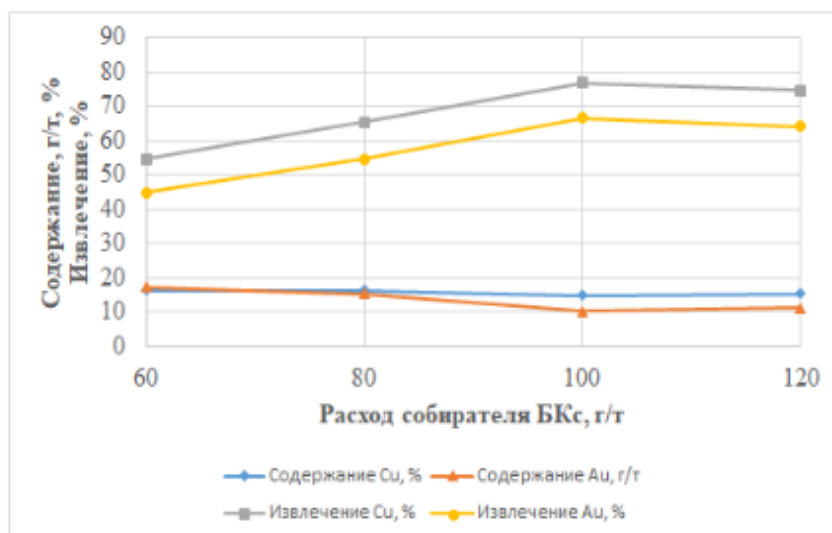


Рисунок 2 – Результаты флотации в зависимости от расхода бутилового ксантогената

Установлен оптимальный расход бутилового ксантогената натрия который составил 100 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 14,8 % при извлечении 76,79 % и содержанием золота 10,2 г/т при извлечении золота 66,64 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода амиллового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 3. Расход амиллового ксантогената варьировался от 40 до 100 г/т.

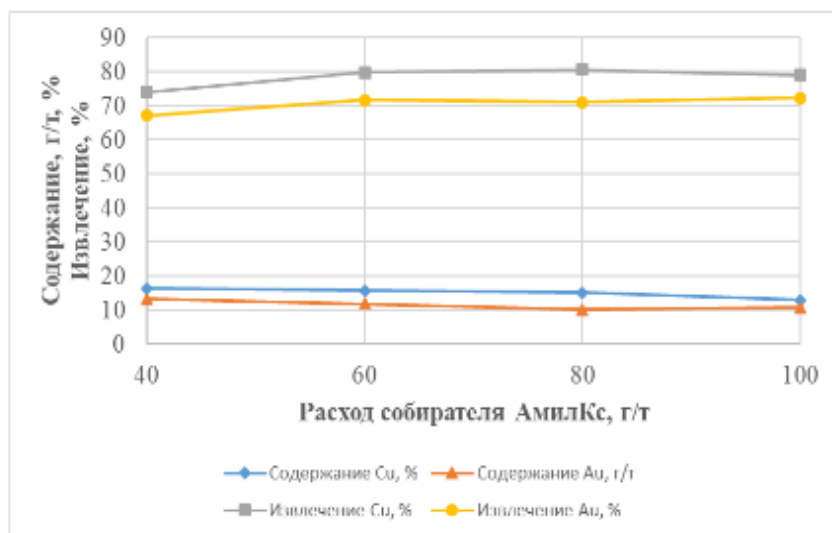


Рисунок 3 – Результаты флотации в зависимости от расхода амиллового ксантогената

Установлен оптимальный расход амиллового ксантогената натрия который составил 60 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 15,9 % при извлечении 79,89 % и содержанием золота 12 г/т при извлечении золота 71,70 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода собирателя ТС-100 в медном цикле флотации приведены на рисунке 4. Расход собирателя ТС-100 варьировался от 10 до 40 г/т.

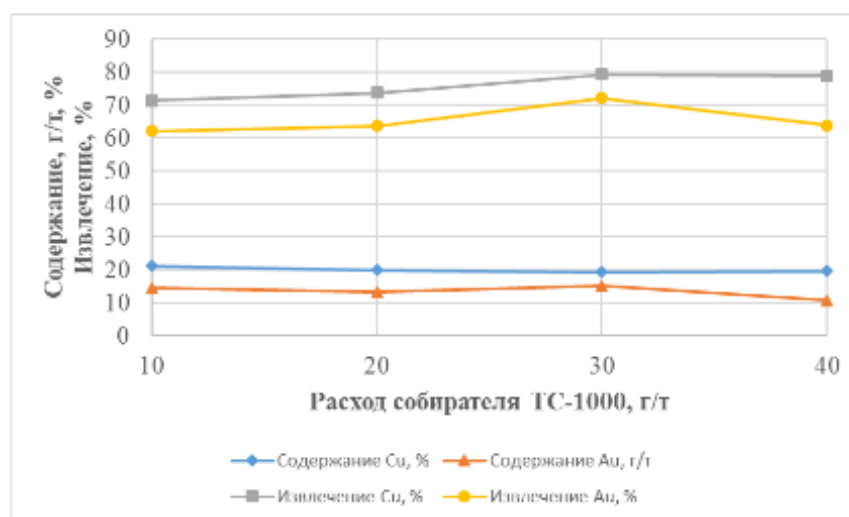


Рисунок 4 – Результаты флотации в зависимости от расхода собирателя ТС-1000

Установлен оптимальный расход собирателя ТС-1000 который составил 30 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 19,4 % при извлечении 79,34 % и содержанием золота 15,2 г/т при извлечении золота 72,24 %.

На графике рисунок 5 приведены сравнительные результаты получаемых технологических показателей при оптимальных расходах разных собирателей.

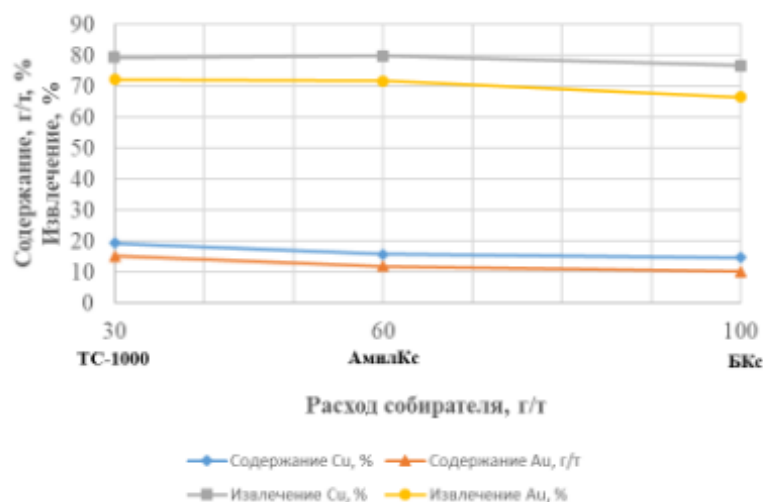


Рисунок 5 – Результаты флотации при оптимальных расходах разных собирателей

Результаты опытов показывают, что с применением амипового ксантогената натрия содержание меди увеличивается на 0,9 %, а извлечение меди - на 3,1 % в сравнении с базовым собирателем. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 1,8 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,06 %. Аналогичные результаты получены с собирателем ТС-1000 содержание меди увеличивается на 4,6 %, а извлечение меди - на 2,55 %. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 5 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,6 %. При этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амипового ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

Выводы

Проведены исследования по отработке технологических режимов флотационного обогащения руды с применением базовых флотореагентов сернистый натрий, бутиловый ксантогенат натрия, МИБК и с собирателями АмилКс и ТС-1000.

При сравнении получаемых технологических показателей флотации золото-медной руды месторождения «Коктаскал» установлено, что при использовании собирателей АмилКс и ТС-1000 извлечение и качество золото-медного концентрата выше чем при использовании БКс, при этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амилового ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: учеб. для вузов / А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2016. – 595 с.
- 2 Hosseini S. Физико-химические исследования флотации медных минералов [Текст]: учеб. для вузов / Hosseini S. – 2018. – 228 с.
- 3 Определение флотореагентов и их классификация [Электронный ресурс]. https://otherreferats.allbest.ru/manufacture/00429984_0.html (дата обращения 27.07.2020).
- 4 Луи Г. Исследование селективности собирателей при флотации сульфидов меди [Текст] / Г. Луи, Х. Чжун, Т. Дай // Минеральные и металлургические труды. - 2018. - Том. 25 - № 1. - С. 19-24.
- 5 Мелик-Гайказян В.И., Ворончихина В.В., Емельянова Н.П., Драганов А.В., Ермаков К.Г. Основная характеристика флотационной активности аполарных реагентов [Текст] / В.И. Мелик-Гайказян, В.В. Ворончихина, Н.П. Емельянова, А.В. Драганов, К.Г. Ермаков // Цветная металлургия. - 2016. - №4. - С. 68-71.
- 6 Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Калиева Р.С. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья [Текст] / Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина, Р.С. Калиева // Цветные металлы. - 2019. - №4. - С. 48-51.
- 7 Gupta, A., Yan, D., Проектирование и производство по переработке полезных ископаемых [Текст] / Gupta, A., Yan, D. // Введение, 2-е изд., Elsevier, Amsterdam. – 2018. - С 2-3.
- 8 Голиков В.В. Испытание и применение эффективных собирателей при флотации руд, содержащих золото и серебро [Текст] / В.В. Голиков // Обогащение руд. – 2018. – №3. – С. 15-21.
- 9 Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей [Текст] / С. А. Кондратьев // Обогащение руд. - 2020. - № 4. - С. 24-30.
- 10 Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфидрильных собирателей [Текст] / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Ф. О. Милович, П. Г. Иванова, Л. С. Хачатрян // Обогащение руд. - 2016. - №3. - С. 18-24.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО – ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Е.Н. Базар, И.Ю. Мотовилов

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

В настоящее время мировая золотодобывающая отрасль в связи с истощением ресурсов легкообогащаемого сырья вынуждена осваивать технологии переработки упорного золотосодержащего сырья, характеризующегося тонкой дисперсностью золота в сульфидных минералах, что затрудняет в дальнейшем возможность прямого цианирования продуктов обогащения. Переработка упорных золотосодержащих руд характеризуется разнообразием технологических схем, на выбор которых влияет множество факторов. Основными из которых являются, химический состав исходной руды, форма нахождения и характер распределения золота в ней, свойства сопутствующих минералов, с которыми ассоциировано золото, присутствие других компонентов, затрудняющих обогащение. Кроме того, существенно ухудшает процесс извлечения золота присутствие на его поверхности пленок и покрытий адгезионной природы.

Современный опыт переработки упорных золотосодержащих руд базируется на использовании комбинированных гравитационно-флотационных технологий с цианированием золотосодержащих концентратов [1-6].

Целью проведенных исследований является получение информации о технологических свойствах золотосодержащей руды одного месторождения Республики Казахстан и определение возможности применения гравитационно-флотационной технологии для ее переработки [7].

По химическому составу пробы руды представлен преимущественно литофильными компонентами, среди которых преобладает кремнезем. Его количество в пробе составляет 74,4%. Суммарное количество оксидов щелочных и щелочноземельных металлов в пробе составляет 10,45%. Количество углерода в пробе составляет 1,20%. Практически весь углерод входит в состав карбонатов.

Рудообразующие элементы представлены в основном железом и серой. Количество железа в пробе составляет 3,20%. Массовая доля сульфидного и окисленного железа составляет 1,63% и 1,57% соответственно. Доля серы в пробе составляет 1,65%, вся сера входит в состав сульфидов.

Единственным ценным компонентом в пробе руды одного месторождения Республики Казахстан является золото. Его содержание в пробе составляет 1,38 г/т. Содержание серебра в пробе менее 0,5 г/т.

зарегистрирован Министерством культуры и информации Республики Казахстан 04.04.2013 г.
 Свидетельство о постановке на учет периодического печатного издания 13508-Ж.

Издается с января 2003 г.

Приказом №290 от 26.06.2022 г. Комитета по контролю в сфере образования и науки МОН РК внесен в перечень научных изданий, рекомендуемых для публикации основных результатов научной деятельности.

В журнале публикуются материалы, отражающие состояние и перспективы развития геологии, горного дела и металлургии не только в нашей стране, но и за рубежом. Журнал освещает проблемы охраны труда и техники безопасности, экономики, подготовки кадров и других вопросов, связанных с горно-металлургическим комплексом. В журнале представлены статьи прикладного характера, результаты фундаментальных исследований, служащие основой для новых технических разработок.

При перепечатке материалов ссылка на Горный журнал Казахстана обязательна. Ответственность за достоверность сведений в публикуемых статьях и рекламных материалах несут авторы и рекламодатели. Мнение редакции не всегда может совпадать с мнением авторов.

Адрес редакции:
 050026, г. Алматы, ул. Карасай батыра, 146, оф. 401,
 +7 (747) 343-15-02
mtmag.kz

Представитель журнала на специализированных мероприятиях – Общество с ограниченной ответственностью «Маркетинг от Тимченко»

Представители журнала:

Республика Узбекистан –
ШЕРЗОД ВАФО-ОГЛЫ КАРИМОВ
karimov20-13@mail.ru

Российская Федерация, Москва –
ИРИНА ЯРОПОЛКОВНА ШВЕЦ
shvetsirina@yandex.ru

Российская Федерация, Сибирский регион –
ЮРИЙ НИКОЛАЕВИЧ ШАПОШНИК
shaposhnikyury@mail.ru

Периодичность 12 номеров в год

Тираж 1500 экземпляров

ISSN 2227-4766

Подписной индекс 75807 в каталогах:
 АО «Казпочта»,
 ТОО «Агентство «Евразия пресс»

Подписано в печать 30.05.2024 г.

Отпечатано:

«Print House Gerona»
 ул. Сатпаева 30А/3, офис 124
 тел: + 7 727 250-47-40,
 + 7 727 398-94-59,
 факс: + 7 727 250-47-39

УЧРЕДИТЕЛЬ И СОБСТВЕННИК
 ТОО «Научно-производственное
 предприятие «ИНТЕРРИН»



Главный редактор
 М.Ж. БИТИМБАЕВ, mbitimbaev@mail.ru

Заместитель гл. редактора
 Л.А. КРУПНИК, leonkr38@mail.ru

Заместитель гл. редактора
 Х.А. ЮСУПОВ, yusupov_kh@mail.ru

Ответственный редактор
 Т.С. ДОЛИНА, Tatyana.Dolina@interrin.kz

Редакционная коллегия:

Fathi Habashi (Canada), Dr. techn. [Vienna], Dr.h.c. [St. Petersburg], Dr.h.c. [National Tech Univ, Lima], Dr.h.c. [San Marcos Univ, Lima]

Fidelis Tawiah Suorineni, PhD,
 Professor of Mining Engineering

М.Б. Барменшинова, канд. техн. наук

А.Б. Бегалинов, д-р техн. наук, профессор

А.А. Бекботаева, PhD

В.А. Белин (Россия), д-р техн. наук, профессор

В.И. Бондаренко (Украина), д-р техн. наук, профессор

Н.С. Буктуков, д-р техн. наук, профессор

А.Е. Воробьев (Россия), д-р техн. наук, профессор

С.Ж. Галнев, д-р техн. наук, профессор

В.Ф. Демин, д-р техн. наук

А.И. Едильбаев, д-р техн. наук

Б.О. Жанибеков (Узбекистан), д-р философии
 геол.-мин. наук, доцент

Д.Р. Каплунов (Россия), д-р техн. наук, профессор

Ш.В. Каримов (Узбекистан), PhD

В.Л. Лось, д-р геол.-минерал. наук, профессор

С.К. Молдабаев, д-р техн. наук, профессор

У.Ф. Насиров (Узбекистан), д-р техн. наук, профессор

В.И. Нифадьев (Кыргызстан), д-р техн. наук, профессор

М.Б. Нурпенцова, д-р техн. наук, профессор

Е.Н. Ольшанский, член-корреспондент МАИИ

Е.А. Петров (Россия), д-р техн. наук, профессор

Б.Т. Ратов, д-р техн. наук, профессор

К.Б. Рысбеков, канд. техн. наук, профессор

И.Н. Столповских, д-р техн. наук, профессор

П.Г. Тамбиев, канд. техн. наук

Ш.Н. Туробов (Узбекистан), PhD

О.Г. Хайитов (Узбекистан), д-р геол.-минерал. наук,
 профессор

Р.А. Хамидов (Узбекистан), PhD

А.Н. Шодиев (Узбекистан), д-р техн. наук

Т.А. Чепуштанова, PhD

⊗ – статья на правах рекламы
 ⓘ – информационное сообщение
 ✍ – статья публикуется в авторской редакции

- 3 Колонка главного редактора
- 4 Kazakhstan Machinery Fair 2024: рост, инновации и международное партнерство
- Взрывное дело**
- 6 *С.А. Сагидуллаев
 Выбор эффективного и безопасного способа контурного взрывания
- Разрушение горных пород**
- 13 А.Ж. Иманов, *А.М. Сулбаева, А.Қ. Матаев, А.А. Мусин
 Обоснование применения контурного взрывания для обеспечения сохранности проектных параметров выработок
- Геомеханика**
- 20 *А.Б. Кыдрашов, Н.М. Жумагалиева, М.Ж. Рысқалиев, С.М. Жарылғалов
 Таза ртпа кеністігінің маңындағы массивтің кернеулі-деформациялы күйін геомеханикалық негіздеу
- Геофизика**
- 25 М.В. Ропотаева, *И.В. Ропотаева, А.Т. Тунгүшбаева, Д.А. Инкин
 Identifying promising areas within the Zhezkazgan depression by a complex of geological and geophysical studies
- Обогащение полезных ископаемых**
- 30 *А.К. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов
 Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения КОКТАскал
- Горные машины**
- 38 Б.С. Бейсенов, К.К. Елемесов, Бортебаев С.А., *Е.Е. Сарыбаев
 Ауыр роторлы жабдықтың негізгі жетегінің бөлігі ретінде пневматикалық іске қосу құрылғысының энергетикалық-қуаттық параметрлерін зерттеу
- Металлургия**
- 44 Н.К. Досмұхамедов, *Е.Е. Жалдасбай, Ю.Б. Ичева
 Извлечение Cu, Zn, Pb из огарка от обжига тонкой конвертерной пыли медного производства выщелачиванием серной кислотой
- 51 *B.Zh. Salkyndayev, R.S. Kazbekov, M.S. Dosekenov, A.A. Myrzagaliev
 Investigation of the physical properties of existing slags of high-carbon and refined ferrochrome of the Aktobe ferroalloy plant
- Охрана труда и безопасность в горной промышленности**
- 59 *С.А. Сагидуллаев
 Өндірістік қауіпсіздік саласында мемлекеттік саясатты дамыту
- 64 Требования к оформлению и условия предоставления статей

Код МРНТИ 52.45.19

*А.К. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов

НАО «Казахский национальный исследовательский университет имени К.И. Сатпаева»

(г. Алматы, Казахстан)

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКТАСЖАЛ

Аннотация. Проведены исследования, направленные на повышение эффективности применения флотации для извлечения ценных компонентов из труднообогатимых медно-золотосодержащих руд. При изучении вещественного и минералогического состава руды месторождения Коктасжал установлено, что носителями меди является минерал халькопирит, золотохалькопирит и в меньшей степени пирит. Мономинеральной флотацией исследована флотационность халькопирита и пирита в присутствии разных собирателей. В качестве базового собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, в качестве селективных собирателей – амилловый ксантогенат и реагент ТС-1000. Проведены лабораторные испытания технологии обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал. Результаты исследований показали, что реагенты амилловый ксантогенат и ТС-1000 повышают эффективность флотационности ценных минералов.

Ключевые слова: флотационные реагенты, технологические исследования, селективные собиратели, сравнительные опыты, медно-золотосодержащая руда, мономинеральная флотация.

Коктасжал мыс-алтын кен орнының флотациялық байытуын зерттеу

Аннотация. Құрамында мыс-алтын бар кен байытатын минералдар құрамындағы құнды компоненттерді алу үшін флотацияны қолдану тиімділігін арттыруға бағытталған зерттеулер жүргізілді. Коктасжал кен орнының кен құрамының зерттеу және минералогиялық құрамын зерттеу кезінде мыс тасымалдаушылары халькопирит минералдары, алтын және аз дәрежеде пирит болып табылатыны анықталды. Мономинералды флотация кезінде әртүрлі жинақтайтын қатысушымен халькопирит пен пирит минералдарының флотациялануын зерттеді. Натрий жинақтайтын ретінде натрий бутил ксантогенаты, селективті жинақтайтын ретінде амил ксантогенаты және ТС-1000 реагенті пайдаланылды. Коктасжал кен орнының құрамында мыс-алтын бар кенді байыту технологиясына зертханалық сынақтар жүргізілді. Зерттеу нәтижелері АмилКс және ТС-1000 реагенттерінің минералдардың флотациялық байытылуына тиімдірек есер ететінін көрсетті.

Түйінді сөздер: флотациялық реагенттер, технологиялық зерттеулер, селективті жинақтайыштар, салыстырмалы тәжірибелер, мыс-алтын кені, мономинералды флотация.

Investigation of flotation enrichment of copper-gold ore from the Koktaszhal deposit

Abstract. Studies have been conducted aimed at improving the efficiency of flotation for the extraction of valuable components from difficult-to-enrich copper-gold ore. When studying the material and mineralogical composition of the ore of the Koktaszhal deposit, it was found that the carriers of copper are the mineral chalcopyrite, gold chalcopyrite and to a lesser extent pyrite. Monomineral flotation investigated the floatability of chalcopyrite and pyrite in the presence of different collectors. Sodium butyl xanthogenate was used as the base collector, amyl xanthogenate and TS-1000 reagent were used as selective collectors. Laboratory tests of the technology of enrichment of copper-gold ore from the Koktaszhal deposit have been carried out. The research results have shown that the reagents amyl xanthogenate and TS-1000 increase the efficiency of the floatability of valuable minerals.

Key words: Flotation reagents, technological research, selective collectors, comparative experiments, copper-gold ore, mono mineral flotation.

Введение

Растущие потребности в ископаемом сырье, ухудшение качества добываемых руд, проблемы энерго- и ресурсосбережения требуют новых подходов к технологиям обогащения минерального сырья. За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах снизилось в 1,5 раза, а доля труднообогатимых руд выросла с 15 до 40% от общей массы сырья, поступающего на обогащение [1-3].

Содержание ценных компонентов в перерабатываемых рудах постоянно снижается. Запасы богатых руд практически исчерпаны. Так содержание меди в рудах за 100 последних лет снизилось в 10 раз, содержание железа за 30 лет в рудах снизилось в 2 раза. При переработке таких руд помимо технологических и технических аспектов приобретают значение экономические, экологические и организационные аспекты, что требует совершенствования всей горнодобывающей промышленности [4-6]. В качестве реагентов собирателей для медных и золотосодержащих руд на многих фабриках часто используют ксантогенаты калия и натрия, дитиофосфаты, реже – дитиокарбаматы, меркаптаны, соли жирных кислот и др. Однако данные собиратели не селективные по отношению к золоту и меди, т.к. активно флотируются золотосодержащие сульфиды и сульфиды, не содержащие золото. Получаемые флотационные концентраты с применением реагентных режимов, предусматривающих использование неселективных для золота и меди собирателей, характеризуются высоким выходом и низким содержанием полезного концентрата, что приводит к увеличению затрат на измельчение

и гидрометаллургические процессы, что, в свою очередь, увеличивает себестоимость товарного продукта. Поиск и разработка новых, более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании инновационных технологий флотационного разделения веществ и минералов [7].

Для большинства собирателей характерна сложная асимметричная структура молекулы, состоящая из двух частей, отличных по своим физико-химическим и химическим свойствам, – аполярной и полярной.

Из ряда собирателей сульфидрильного типа наиболее широкое применение нашли в промышленности ксантогенаты натрия и особенно калия.

Основным недостатком ксантогената является то, что он собиратель всех сульфидных минералов цветных металлов. При переработке полиметаллического сырья эффективно использовать селективно действующий реагент-собиратель, способствующий повышению извлечения одного из металлов [8-10].

Таким образом, в связи с тем, что в настоящее время перерабатываемое полиметаллическое сырье характеризуется сложным минералогическим составом, низким содержанием ценных компонентов, создается необходимость в поиске и производстве селективно действующих реагентов-собирателей. Использование новых реагентов даст возможность рационально и комплексно перерабатывать минеральное сырье, снизить расход реагентов и повысить экономическую эффективность производства.

Обогащение полезных ископаемых

Авторами статьи поставлена задача:

- изучить вещественный состав руды месторождения Коктасжал;
- исследовать флотированность мамминералов халькопирита и пирита в присутствии бутилового ксантогената (БКс), амлилового ксантогената (АмилКс) и собирателя тиокарбамата марки ТС-1000;
- провести сравнение отработанных технологических режимов флотации руды месторождения «Коктасжал» в присутствии собирателей БКс, АмилКс, ТС-1000.

Объект и методы исследования

Объектом исследования мономинеральной флотации являлись мономинералы халькопирита и пирита.

Объектом технологических исследований являлась золото-медная руда месторождения Коктасжал.

Изучение вещественного состава выполнено с использованием химического, пробирного, фазового, минералогического, рентгенофазового анализов.

Мономинеральную флотацию проводили на сульфидных минералах халькопирита и пирита. Отобранные образцы минералов исследовали химическим методом анализа, результаты которого приведены в таблице 1.

Таблица 1

Химический состав сульфидных минералов сфалерита и пирита

Кесте 1

Сфалерит пен пирит сульфидті минералдарының химиялық құрамы

Table 1

Chemical composition of sulfide minerals sphalerite and pyrite

Минерал	Содержание, % (вес.)				
	медь	свинец	цинк	железо	сера
Халькопирит	34	< 0,2	< 0,2	30	34
Пирит	< 0,3	< 0,2	< 0,2	44,6	51,5

Отобранные для флотационных опытов минералы измельчали в фарфоровой ступке до крупности $-160 + 63$ мкм, при этом навеска составляла 5 грамм. Пробы сульфидных минералов хранились в эксикаторах.

Флотацию проводили в лабораторной флотомашине типа ФЛ объемом 50 см³. Корпус машины изготовлен из оргстекла. Скорость вращения импеллера составляла 1100 об/мин.

Флотированность мономинералов халькопирита и пирита изучалась в присутствии БКс, АмилКс, ТС-1000 при различных значениях pH и расходах вышеперечисленных реагентов.

Минералы халькопирита и пирита перемешивали с водой и вакуумировали, после чего подавали реагенты и проводили обработку в агитационном и аэрационном режимах. Схема проведения опытов представлена на рисунке 1.

При этом в процессе мономинеральной флотации халькопирита и пирита изменяли величину pH (6, 8, 10, 12) и расход испытуемых собирателей (1, 3, 5, 7 мг/дм³), расход пенообразователя был постоянным МИБК (10 мг/дм³).

Растворы БКс, АмилКс и ТС-1000 готовили непосредственно перед флотационными опытами, при этом величину pH среды регулировали серной кислотой и едким натрием и контролировали pH-метром типа pH-150 М.

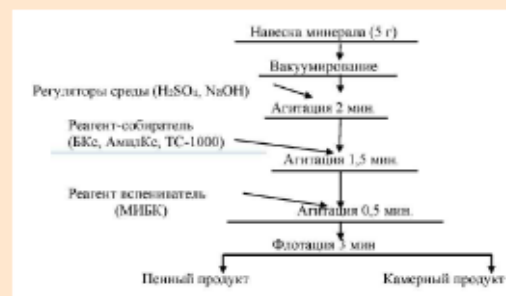


Рис. 1. Схема мономинеральной флотации.
Сурет 1. Мономинералды флотацияның сызбасы.
Figure 1. Scheme of monomineral flotation.

Отработку технологических режимов флотации руды проводили в механических лабораторных машинах типа ФМ с объемом флотационных камер 3, 1, 0,5 л.

Результаты и обсуждения

Изучение вещественного состава

Породы, составляющие пробу руды месторождения Коктасжал, по внешним признакам и составу можно условно разделить на 3 группы.

1. Океарцованный плаггиогранитно-порфир – внешне мелкокристаллическая светлая зеленовато-серовато-белая порода, по плоскостям скалывания которой отмечаются пропластки палевого цвета с прямолинейными ограничениями мощностью от 1-2 до 10 мм. Под микроскопом порода состоит из разнозернистого агрегата кварца – от мелко- до среднезернистого и плагиоклаза.

2. Монокварцевые породы, интенсивно раздробленные, состоящие из разнозернистого кварца, в многочисленных прожилках и просечках развиты тонкозернистые агрегаты кварца, гидроксиды железа, хлорит, гидрослюда и медные минералы, большей частью малахит, несколько реже азурит. Малахит часто образует агрегаты зерен с лучистым радиально-лучистым и пластинчатым строением.

3. Внешне темные слоисто-сланцеватые зеленовато-серые породы с поропластами светлых мелкокристаллических пород. Под микроскопом темные сланцеватые породы имеют лепидогранобластную структуру и кварц-полвошпатно-слюдисто-хлоритовый состав.

Медьсодержащие сульфидные минералы (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин) – основные промышленно-ценные медные минералы руды.

Золото – промышленно-ценный минерал пробы. Форма зерен золота изометричная, неправильная, имеет ярко-жел-

тую окраску, высокую отражательную способность ($R \sim 85\%$). Состав золота, %: $Au - 94,53$, $Ag - 3,67$, $Cu - 0,82$. Отдельные частицы золота покрыты пленкой гидроокислов железа.

Содержание пирита в средней пробе составляет около 1%. Наблюдается он в виде идиоморфных зерен размером 0,005-0,01 мм и находится в сростании с борнитом или халькозинном в кремнистой массе пород.

Гематит, магнетит составляют менее 0,5%, гетит – 0,2%. Они образуют скопления зерен, выполняют трещинки, развиваются по плоскостям скола образцов, замещают пирит и иногда ассоциируются с основными медными минералами.

В таблице 2 представлены результаты химического анализа руды.

Таблица 2
Результаты химического анализа руды
Кесте 2
Кенді химиялық талдаудың нәтижелері
Table 2
Results of chemical analysis of ore

Элементы и соединения	Сульфидная руда
Медь	0,62
Свинец	0,027
Цинк	0,0166
Железо	2,8
Сера общая	0,76
Золото, г/т	0,52
Серебро, г/т	5,16
Диоксид кремния	66,27
Оксид магния	1,35
Оксид кальция	3,08
Оксид алюминия	14,75
Оксид калия	0,42
Оксид натрия	4,07

Из таблицы 2 следует, что ценными компонентами в рудах являются медь, золото и серебро.

В таблице 3 приведены результаты фазовых анализов на медь.

Таблица 3
Результаты фазового анализа руд на медь
Кесте 3
Кендегі мыстың фазалық талдау нәтижелері
Table 3
Results of phase analysis of ores for copper

Соединения меди	Содержание, %	
	абс.	отн.
Первичная	0,435	70,17
Вторичная	0,174	28,07
Окисленная	0,011	1,76
Итого:	0,62	100

Из фазового анализа, представленного в таблице 3 следует, что медь на 70,17%, 28,07% представлена первичными и вторичными сульфидами меди и на 1,76% окисленными минералами меди.

В таблице 4 приведены результаты фазового анализа на золото и серебро.

Таблица 4
Рациональный анализ на золото и серебро
Кесте 4
Алтын мен күміске рационалды талдау
Table 4
Rational analysis for gold and silver

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/т		Распределение, %	
	Au	Ag	Au	Ag
Проба руды	0,52	5,16	100	100
Свободное по амальгаме	0,09	1,63	17,81	31,59
В сростках с сульфидами и породой (I цианирование)	0,07	0,5	13,7	9,7
Покрытое пленками гидроксидов железа	0,02	0,12	3,42	2,32
Ассоциированное с сульфидами (II цианирование)	0,21	0,59	40,41	11,43
В пустой породе (ассоциированные с породой не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот)	0,13	2,32	24,66	44,96

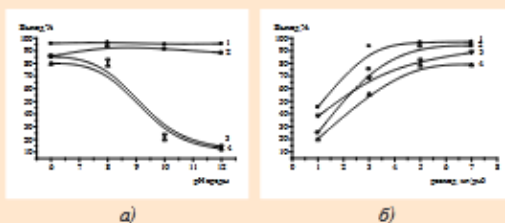
Из таблицы 4 следует, что в пробе руды присутствует золото в свободном виде и в сростках с сульфидами 31,51%. Золото, покрытое пленками гидроксидов железа, содержится незначительно. Ассоциированные с породой зерна золота, не вскрытые при данной степени измельчения и недоступные растворяющему действию кислот 24%. Большая часть золота 40,41% ассоциирована с сульфидами.

В результате изучения вещественного состава установлено, что носителями меди и золота являются минерал халькопирит, в меньшей степени пирит, по золоту ниже приводятся результаты изучения флотированности данных минералов с использованием мономинеральной флотации.

Мономинеральная флотация

Исследования по влиянию реагента амипового скантогената в сравнении с БКс на флотированность минералов халькопирита и пирита проводились в широком диапазоне pH среды (pH = 6, 8, 10, 12), при этом расход БКс и АмипКс составил по 5 мг/дм³, рисунок 2 а.

Результаты влияния расхода БКс и предлагаемого собирателя при постоянном значении pH = 8,5 на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 2 б.



1, 2 – выход халькопирита в присутствии АмилКс и БКс соответственно; 3, 4 – выход пирита в присутствии АмилКс и БКс соответственно.

Рис. 2. Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации:

а – при различных рН среды в присутствии собирателей АмилКс и БКс; б – при различных расходах собирателей АмилКс и БКс.

Сурет 2. Мономинералды флотация процесінде халькопирит пен пирит шығымының тәуелділігі:

а – АмилКс және БКс жинақтағыштарының қатысуымен әртүрлі рН мәндерінде; б – АмилКс және БКс жинақтағыштарының әртүрлі шығындарында.

Figure 2. Dependence of the yield of chalcopyrite and pyrite in the process of monomineral flotation:

а – at different pH values in the presence of AmilKs and BKs collectors; б – at different costs of AmilKs and BKs collectors.

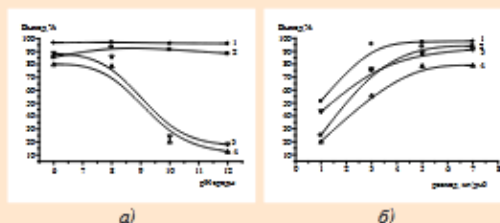
Анализ рисунка 2 а, б показывает, что в присутствии АмилКс с увеличением рН пульпы от 6 до 10 резко уменьшается выход пирита, выход же халькопирита остается практически постоянным в широком диапазоне рН от 8 до 12. Таким образом, исследования показали, что АмилКс, по сравнению с БКс, является более эффективным собирателем минерала халькопирита.

Аналогичные исследования проведены с реагентом ТС-1000. Результаты влияния БКс и предлагаемого собирателя на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 3 а, б.

Анализ рисунка 3 показал, что в присутствии ТС-1000 с увеличением рН пульпы от 6 до 10 резко уменьшается выход пирита, извлечение же халькопирита остается практически постоянным в широком диапазоне рН от 8 до 12. Таким образом, исследования показали, что ТС-1000, по сравнению с БКс, является более эффективным собирателем халькопирита.

Проведены сравнительные тестовые опыты по изучению влияния расхода реагентов БКс, АмилКс и ТС-1000 на флотированность халькопирита и пирита. Тестовые опыты проведены при постоянном значении рН среды (рН = 8-8,5), при этом расход БКс, АмилКс и ТС-1000 варьировался от 1 до 7 мг/дм³. Результаты влияния БКс и предлагаемых собирателей на выход халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации представлены на рисунке 4.

Анализ рисунка 4 показывает, что в зависимости от применяемого реагента – собирателя флотированность халькопирита снижается с следующим порядке ТС-1000 →



1, 2 – выход халькопирита в присутствии ТС-1000 и БКс соответственно; 3, 4 – выход пирита в присутствии ТС-1000 и БКс соответственно.

Рис. 3. Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации:

а – при различных рН среды в присутствии собирателей ТС-1000 и БКс; б – при различных расходах собирателей ТС-1000 и БКс.

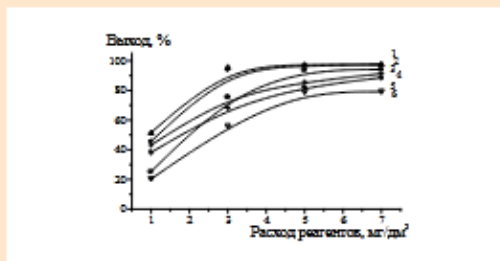
Сурет 3. Мономинералды флотация процесіндегі халькопирит пен пирит шығымының тәуелділігі:

а – ТС-1000 және БКс жинақтағыштарының қатысуымен әртүрлі рН мәндерінде; б – ТС-1000 және БКс жинақтағыштарының әртүрлі шығындарында.

Figure 3. Dependence of the yield of chalcopyrite and pyrite in the process of monomineral flotation:

а – at different pH of the environment in the presence of collectors TS-1000 and BKs; б – at different flow rates of collectors TS-1000 and BKs.

АмилКс → БКс. Таким образом, наиболее эффективным селективным собирателем минералов халькопирита является реагент ТС-1000.

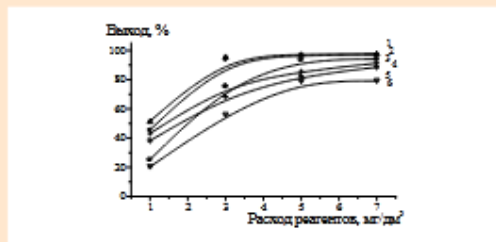


1, 2, 3 – выход халькопирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно; 4, 5, 6 – выход пирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно.

Рис. 4. Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных расходах собирателей ТС-1000, АмилКс и БКс.

Сурет 4. ТС-1000, АмилКс және БКс жинағыштарының әртүрлі ағынындағы мономинералды флотация процесінде халькопирит пен пирит шығындарының тәуелділігі.

Figure 4. Dependence of the yield of chalcopyrite and pyrite in the process of monomineral flotation at different flow rates of collectors TS-1000, AmilKs and BKs.



1,2,3 – выход халькопирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно; 4,5,6 – выход пирита в присутствии ТС-1000, АмилКс и БКс соответственно.
Рис. 4. Зависимость выхода халькопирита и пирита в процессе мономинеральной флотации при различных расходах собирателей ТС-1000, АмилКс и БКс.

Сурет 4. ТС-1000, АмилКс және БКс жинағыштарының әртүрлі ағынындағы мономинералды флотация процесінде халькопирит пен пирит шығымдарының тәуелділігі.

Figure 4. Dependence of the yield of chalcocypirite and pyrite in the process of monomineral flotation at different flow rates of collectors TS-1000, AmilKs and BKs.

Сравнение технологических показателей отработанных технологических режимов флотации руды месторождения Коктасжал

Проведены исследования по отработке технологических режимов флотации обогащения руды Коктасжал-



Рис. 5. Схема флотации медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал.

Сурет 5. Коктасжал кен орнындағы мыс-алтын кенінің флотациялық сызбасы.

Figure 5. Flotation scheme for copper-gold ore at the Kaktaszhai deposit.

ской обогатительной фабрики с применением базовых флотореагентов. Проведены исследования по определению оптимальных расходов базовых реагентов. В качестве базовых реагентов использованы сернистый натрий, бутиловый ксантогенат и МИБК. В сравнении с базовым собирателем использовались селективные собиратели амилловый ксантогенат и ТС-1000. Флотационные тесты проведены по схеме, приведенной на рисунке 5.

Таблица 5

Результаты флотации медно-золотосодержащей руды месторождения Коктасжал с применением разных собирателей

Коктасжал кен орнындағы мыс-алтын кенін әртүрлі жинақтағыштар арқылы флотациялау нәтижелері

Table 5

Results of flotation of copper-gold ore from the Kaktaszhai deposit using different collectors

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Au	Cu	Au	
Cu концентрат	3,3	14,8	10,2	76,79	66,64	Na ₂ S – 50 г/т Na ₂ CO ₃ – pH = 8-8,5 БутКсан-100 г/т МИБК-30 г/т
Пр. пр 1	1,1	1,6	2,6	2,77	5,66	
Пр. пр 2	0,4	3,2	5,3	2,01	4,20	
Пен. контр. флотации	0,3	1,1	1,6	0,52	0,95	
Отв. хвосты	94,9	0,12	0,12	17,91	22,55	
Руда	100	0,64	0,51	100,00	100,00	
Cu концентрат	3	15,9	12	79,89	71,70	Na ₂ S – 50 г/т Na ₂ CO ₃ – pH = 8-8,5 АмилКсан-60 г/т МИБК-30 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,2	2,3	1,81	4,12	
Пр. пр 2	0,3	2,9	4,8	1,46	2,87	
Пен. контр. флотации	0,4	1,3	2,9	0,87	2,31	
Отв. хвосты	95,4	0,1	0,1	15,98	19,00	
Руда	100	0,60	0,50	100,00	100,00	
Cu концентрат	2,5	19,4	15,2	79,34	72,24	Na ₂ S – 50 г/т Na ₂ CO ₃ – pH = 8-8,5 ТС-1000-30 г/т МИБК-30 г/т
Пр. пр 1	0,9	1,4	2	2,06	3,42	
Пр. пр 2	0,5	2,8	5,5	2,29	5,23	
Пен. контр. флотации	0,4	1	1,2	0,65	0,91	
Отв. хвосты	95,7	0,1	0,1	15,66	18,19	
Руда	100	0,61	0,53	100,00	100,00	

Обогащение полезных ископаемых

Результаты опытов с описанием реагентного режима представлены в таблице 5.

Результаты опытов показывают, что с применением амливого ксантогената натрия содержание меди увеличивается на 0,9%, а извлечение меди – на 3,1% в сравнении с базовым собирателем. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 1,8 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,06%. Аналогичные результаты получены с собирателем ТС-1000: содержание меди увеличивается на 4,6%, а извлечение меди – на 2,55%. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 5 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,6%. При этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амливого ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

Выводы

Проведен анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд. Одним из способов интенсификации флотационной переработки медных руд является усовершенствование реагентных режимов с использованием более эффективных, селективно действующих флотационных реагентов.

Изучен вещественный состав руды месторождения Коктасжал. Основными полезными компонентами, извлекаемыми из руды, являются медь и золото. Медьсодержащие сульфидные минералы представлены халькопиритом, борнитом, ковеллином, халькозином.

Фазовым анализом на золото установлено, что в пробе руды присутствует золото в свободном виде и в сростках с сульфидами 31,51%. Золото, покрытое пленками гидроксидов железа, содержится незначительно. Ассоциированные с породой зерна золота, не вскрытые при данной степени измельчения и недоступные растворяющему действию кислот 24%. Большая часть золота 40,41% ассоциирована с сульфидами.

Исследованиями по мономинеральной флотации минералов халькопирита и пирита установлено, что в зависимости от применяемого реагента собирателя флотиремость халькопирита снижается в следующем порядке ТС-1000 → АмилКс → БКс. Таким образом, наиболее эффективным селективным собирателем минерала халькопирита является реагент ТС-1000.

Проведены исследования по отработке технологических режимов флотационного обогащения руды с применением базовых флотореагентов сернистый натрий, бутиловый ксантогенат натрия, МИБК и с собирателями АмилКс и ТС-1000.

При сравнении получаемых технологических показателей флотации золото-медной руды месторождения Коктасжал установлено, что при использовании собирателей АмилКс и ТС-1000 извлечение и качество золото-медного концентрата выше, чем при использовании БКс, при этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия, расход амливого ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник. – 4-е изд., переработ. и доп. М.: Издательство «Горная книга», 2016, С. 595 (на русском языке)*
2. *Hozzeini S.H. Физико-химические исследования флотации медных минералов, 2018, С. 228 (на английском языке)*
3. *Vulatovic M.S. Справочник по флотационным реагентам: Elsevier, 2017, Т. 1, №2, С. 32-33 (на английском языке)*
4. *Lui G. Исследование селективности собирателей при флотации сульфидов меди. / Lui G., Zhong H., Dai T. // Минеральные и металлургические труды. 2018. Т. 25. №1. С. 19-24 (на английском языке)*
5. *Мелик-Гайказян В.И. Основная характеристика флотационной активности аполлярных реагентов. / В.И. Мелик-Гайказян, В.В. Ворончихина, Н.П. Емельянова, А.В. Драганов, К.Г. Ермаков. // Цветная металлургия. 2016. №4. С. 68-71 (на русском языке)*
6. *Бектурганов Н.С. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. / Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина, Р.С. Калиева. // Цветные металлы. 2019. №4. С. 48-51 (на казахском языке)*
7. *Gupta A., Yan D. Проектирование и производство по переработке полезных ископаемых. Амстердам: Elsevier, 2016, 2-е издание, введение (на английском языке)*
8. *Голиков В.В. Испытание и применение эффективных собирателей при флотации руд, содержащих золото и серебро. / В.В. Голиков и др. // Обогащение руд. 2018. №3. С. 15-18 (на русском языке)*
9. *Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей. // Обогащение руд. 2020. №4. С. 24-30 (на русском языке)*
10. *Игнаткина В.А. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфидрильных собирателей. / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Ф.О. Милович, П.Г. Иванова, Л.С. Хачатрян. // Обогащение руд. 2016. №3. С. 18-24 (на русском языке)*

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. *Абрамов А.А. Флотациялық байыту әдістері: Оқулық. – 4-ші басылым, қайта қаралғ. және өңд. М.: Баспа «Тау кітабы», 2016, Б. 595 (орыс тілінде)*

2. Hosseini S.H. Мыстың минералды флотацисының физика-химиялық зерттеулері, 2018, Б. 228 (ағылшын тілінде)
3. Bulatovic M.S. Флотацисық реагенттер туралы анықтама: Elsevier, 2017, Т.1, №2, Б. 32-33 (ағылшын тілінде)
4. Lui G., Zhong H., Dai T. Мыс сульфидтерін флотацисау кезінде коллектордың селективтілігін зерттеу. / Lui G., Zhong H., Dai T. // Минералды және металлургиялық еңбектер. 2018. Т. 25. №1. Б. 19-24 (ағылшын тілінде)
5. Мелик-Гайказян В.И. Аполярлы реагенттердің флотацисық белсенділігінің негізгі сипаттамалары. / В.И. Мелик-Гайказян, В.В. Ворончихина, Н.П. Емельянова, А.В. Драганов, К.Г. Ермаков. // Түсті металлургия. 2016. №4. Б. 68-71 (орыс тілінде)
6. Бектурганов Н.С. Минералды өңдеу процесеріндегі флотацисық реагенттер. / Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусунбаев, Л.В. Семушкина, Р.С. Калиева. // Түсті металдар. 2019. №4. Б. 48-51 (қазақ тілінде)
7. Gupta A., Yan D., Пайдалы қазбаларды өңдеуді жобалау және операциялар. Амстердам: Elsevier, 2016, 2-ші басылым, кіріспе (ағылшын тілінде)
8. Голиков В.В. Құрамында алтын және күміс бар кендерді флотацисау кезінде тиімді жинақтағыштарды сынау және қолдану. / В.В. Голиков және т.б. // Кендерді байыту. 2018. №3. Б. 15-18 (орыс тілінде)
9. Кондратьев С.А. Жинақтаушы реагенттердің флотацисық белсенділігін бағалау. // Кендерді байыту. 2020. №4. Б. 24-30 (орыс тілінде)
10. Игнаткина В.А. Түсті металдардың сульфидтерінің флотацисық белсенділігін сульфидрильді коллекторлардың комбинацияларын қолдану арқылы селективті арттыру. / В.А. Игнаткина, В.А. Боcharov, Ф.О. Милович, П.Г. Иванова, Л.С. Хачатрян. // Кендерді байыту. 2016. №3. Б. 18-24 (орыс тілінде)

REFERENCES

1. Abramov A.A. Flotatsionnye metody obogashcheniya: Uchebnyk. – 4-e izd., pererabot. i dop. M.: Izdatel'stvo «Gornaya kniga», 2016, S. 595 [Abramov A.A. Flotation methods of enrichment: Textbook – 4th ed., revised. and additional. M.: Publishing House «Mountain book», 2016, P. 595] (in Russian)
2. Hosseini S.H. Physicochemical studies of copper mineral flotation, 2018, P. 228 (in English)
3. Bulatovic M.S. Handbook of flotation reagents: Elsevier, 2007, Vol. 1, №2, P. 32-33 (in English)
4. Lui G. Investigation of the selectivity of collectors during the flotation of copper sulfides. / Lui G., Zhong H., Dai T. // Mineral and Metallurgical Proc. 2008. Vol. 25. №1. P. 19-24 (in English)
5. Melik-Gaikazyan V.I. Osnovnaya kharakteristika flotatsionnoi aktivnosti apolyarnyykh reagentov. / V.I. Melik-Gaikazyan, V.V. Voronchikhina, N.P. Emel'yanova, A.V. Draganov, K.G. Ermakov. // Tsvetnaya metallurgiya. 2016. №4. S. 68-71 [Melik-Gaikazyan V.I. The main characteristic of the flotation activity of apolar reagents. / V.I. Melik-Gaikazyan, V.V. Voronchikhina, N.P. Emel'yanova, A.V. Draganov, K.G. Ermakov. // Non-ferrous metallurgy. 2016. №4. P. 68-71] (in Russian)
6. Bekturganov N.S. Flotation reagents in mineral processing processes. / N.S. Bekturganov, N.K. Tsupbaev, L.V. Semushkina, R.S. Kalieva. // Non-ferrous metals. 2019. №4. P. 48-51 (in Kazakh)
7. Gupta A., Yan D. Mineral Processing Design and Operations. Amsterdam: Elsevier, 2016, 2nd Edition, An Introduction (in English)
8. Golikov V.V. Ispytanie i primeneniye effektivnykh sobiratelyi pri flotatsii rud, sodержashchikh zoloto i serebro. / V.V. Golikov i dr. // Obogashchenie rud. 2018. №3. S. 15-18 [Golikov V.V. Testing and application of effective collectors in the flotation of ores containing gold and silver. / V.V. Golikov et al. // Ore enrichment. 2018. №3. P. 15-18] (in Russian)
9. Kondrat'ev C.A. Otsenka flotatsionnoi aktivnosti reagentov-sobiratelyi. // Obogashchenie rud. 2020. №4. S. 24-30 [Kondratyev S.A. Assessment of flotation activity of collecting reagents. // Ore enrichment. 2020. №4. P. 24-30] (in Russian)
10. Ignatkina V.A. Selektivnoye povysheniye flotoaktivnosti sul'fidov tsvetnykh metallov s ispol'zovaniem sochetanii sul'fgidril'nykh sobiratelyi. / V.A. Ignatkina, V.A. Bocharov, F.O. Milovich, P.G. Ivanova, L.S. Khachatryan. // Obogashchenie rud. 2016. №3. S. 18-24 [Ignatkina V.A. Selective increase in flotation activity of non-ferrous metal sulfides using combinations of sulfhydryl collectors. / V.A. Ignatkina, V.A. Bocharov, F.O. Milovich, P.G. Ivanova, L.S. Khachatryan. // Ore enrichment. 2016. №3. P. 18-24] (in Russian)

Сведения об авторах:

Сейсенбек А.К., магистрант кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», НАО «Казахский национальный исследовательский университет имени К.И. Сатпаева» (г. Алматы, Казахстан), seysenbekova@inbox.ru; <https://orcid.org/0009-0001-7555-9533>

Обогащение полезных ископаемых

Телков Ш.А., кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», НАО «Казакский национальный исследовательский университет имени К.И. Сатпаева» (г. Алматы, Казахстан), s.telkov@satpajev.university; <https://orcid.org/0000-0001-6641-4802>

Мотовилов И.Ю., доктор PhD, ассоциированный профессор кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», НАО «Казакский национальный исследовательский университет имени К.И. Сатпаева» (г. Алматы, Казахстан), i.motovilov@satpajev.university; <https://orcid.org/0000-0002-0716-402X>

Авторлар туралы мәліметтер:

Сейсенбек А.К., «Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық зерттеу университеті» КЕАҚ «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының магистранты (Алматы қ., Қазақстан)

Телков Ш.А., «Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық зерттеу университеті» КЕАҚ «Металлургия және пайдалы қазбаларды өңдеу» кафедрасының т.ғ.к., доцент, профессоры (Алматы қ., Қазақстан)

Мотовилов И.Ю., PhD, Қ.И. Сәтбаев атындағы «Қазақ ұлттық зерттеу университеті» КЕАҚ «Металлургия және пайдалы қазбаларды өңдеу» кафедрасының доценті (Алматы қ., Қазақстан)

Information about the authors:

Seisenbek A.K., Master's student of the Department of «Metallurgy and Mineral Processing», NJSC «Kazakh National Research University named after K.I. Satpayev» (Almaty, Kazakhstan)

Telkov Sh.A., Candidate of Technical Sciences, Associate Professor, Professor of the Department of «Metallurgy and Mineral Processing», NJSC «Kazakh National Research University named after K.I. Satpayev» (Almaty, Kazakhstan)

Motovilov I.Yu., PhD, Associate Professor of the Department of «Metallurgy and Mineral Processing», NJSC «Kazakh National Research University named after K.I. Satpayev» (Almaty, Kazakhstan)



TECH MINING RUSSIA

www.techmining.ru

6-Я СПЕЦИАЛИЗИРОВАННАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ И ВЫСТАВКА

СТРОИТЕЛЬСТВО, МОДЕРНИЗАЦИЯ И ЦИФРОВИЗАЦИЯ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

12

сентября
2024

Москва
Novotel Moscow City



РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
Сейсенбек Азизе Қанатқызы

по специальности 7М07226 – Обогащение полезных ископаемых
на тему: Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей
руды месторождения «Коктасжал»

Выполнено:

- а) графическая часть на _____ слайдах
- б) пояснительная записка на _____ страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В данной магистерской диссертации в достаточном объеме выполнен анализ современного состояния и пути совершенствования переработки труднообогатимых медных руд. На основании литературного обзора выполнена грамотная постановка задач исследования.

В работе в необходимом объеме проведена разработка методов, повышающих эффективность применения флотации для извлечения ценных компонентов из труднообогатимых медно-золотосодержащих руд с использованием эффективных реагентов. Одним из способов интенсификации флотационной переработки медных руд является усовершенствование реагентных режимов с использованием более эффективных, селективно действующих флотационных реагентов.

Проведены исследования по изучению возможности замены базового собирателя бутилового ксантогената калия более эффективными, селективно действующими реагентами амиловым ксантогенатом (АмилКс) и тионокарбаматом марки ТС-1000. При этом расход реагентов АмилКс и ТС-1000 в сравнении с расходом бутилового ксантогената натрия снижается со 100 до 60 г/т и со 100 до 30 г/т соответственно.

Достоинством магистерской диссертации является снижение расхода реагентов и поднятие извлечения товарной продукции за счет внедрения новых реагентов.

Результаты магистерской диссертации были опубликованы в виде научной статьи в Горном журнале Казахстан и в материалах международной научно - практической конференции: Сатпаевские чтения в секции «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики» - Алматы 2024 г.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

К магистерской диссертации имеется ряд замечаний:

- 1) Работу можно было дополнить исследованиями по гравитационному извлечению золота перед флотацией.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Проведенные исследования в данной диссертации сравнимы с хорошими достижениями в области переработки полиметаллического сырья, так как внедрение новых реагентов позволяют снизить расход реагентов и поднять извлечение товарной продукции. Исследования проведены на достаточно высоком уровне, заслуживают оценки отлично (95 баллов) и присвоения автору – Сейсенбек А.Қ. степени магистра по специальности 7М07226 – Обогащение полезных ископаемых.

Рецензент



Суримбаев Бауыржан Нуржанович

Занимаемая должность: старший научный сотрудник лаборатории благородных металлов. Филиал РГП «НЦ КИМС РК» государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр», доктор PhD

«29» 05 2024 г.

Подпись Суримбаев Б.Н. заверяю
Ученый секретарь филиала РГП НЦ
КИМС РК ГНПОПЭ «Казмеханобр»
«29» 05 2024 г.

**ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

на магистерскую диссертацию
Сейсенбек Азиза Канаткызы

по специальности 7M07226 – Обогащение полезных ископаемых

на тему: «Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей
руды месторождения «Коктаежал»»

В магистерской диссертации в достаточном объеме выполнен анализ существующих технологий переработки золото-медных руд в странах ближнего и дальнего зарубежья. На основании литературного обзора выполнена грамотная постановка задач исследований.

В работе выполнены в необходимом объеме исследования вещественного состава с применением минералогических, химических, пробирных, фазовых анализов. Основываясь на полученных данных по изучению вещественного состава проведены тесты по отработке флотационного обогащения.

• Мономинеральной флотацией и опытами в открытом цикле проведены исследования по изучению возможности замены базового собирателя бутилового ксантогената калия более эффективными, селективно действующими реагентами амиловым ксантогенатом (АмилКс) и тиокарбаматом марки ТС-1000. Установлено, что расход реагентов АмилКс и ТС-1000 в сравнении с расходом бутилового ксантогената натрия снижается со 100 до 60 г/т и со 100 до 30 г/т соответственно.

Все вопросы, поставленные в магистерской диссертации, решены с достаточной полнотой и на основании этого магистерскую диссертацию можно считать законченной научно-исследовательской работой.

Результаты магистерской диссертации были опубликованы в виде научной статьи в Горном журнале Казахстан и в материалах международной научно - практической конференции: Сатпаевские чтения в секции «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики» - Алматы 2024

Таким образом, по совокупности признаков магистерская диссертация магистранта Сейсенбек Азиза Канаткызы соответствует предъявляемым требованиям, а автор заслуживает оценки «отлично» - 95 % и присуждения ему ученой степени магистра по специальности 7M07226 – Обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель
К.т.н., доцент, профессор



Ш.А. Телков

«10» 06 2024 г.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Сейсенбек Азиза Қанатқызы

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: «Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал»

Научный руководитель: Шамиль Телков

Коэффициент Подобия 1: 9.6

Коэффициент Подобия 2: 1

Микропробелы: 0

Знаки из других алфавитов: 9

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- Обоснование:

Дата

Заведующий кафедрой

М.О.И.
Бермешинья М.Б.
Б.Б.И.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Сейсенбек Азиза Канатқызы

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: «Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал»

Научный руководитель: Шамиль Телков

Коэффициент Подобия 1: 9.6

Коэффициент Подобия 2: 1

Микропробелы: 0

Знаки из других алфавитов: 9

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- Обоснование:

Дата
06.06.2024 г.

Тажиев Э.Б.
проверяющий эксперт