

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.7

На правах рукописи

Таубашев Султан

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на флотацию медно-молибденовой руды

Направление подготовки 7М07223 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель:

канд. техн. наук

М.Б. Барменшинова

« 10 » 06 2021г.

Рецензент:

к.т.н, с.н.с Института топлива,
катализа и электрохимии им.

Д.В. Сокольского

С.К. Килибаева

« 11 » 06 2021г.

Нормоконтроль:

доктор PhD, сениор-лектор

С. Дюсенова

« 14 » 06 2021г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук

М.Б. Барменшинова

« 14 » 06 2021г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

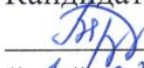
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

7M07223 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,

Кандидат технических наук

 М.Б. Барменшинова

« 1 » 02 2021г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертаций

Магистранту Таубашеву Султану

Тема: Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на флотацию медно-молибденовой руды

Утверждена приказом Ректора Университета №435-М от «03» 12.2019 г.

Срок сдачи законченной диссертации « 29 » 05. 2021г

Исходные данные к магистерской диссертации: обогащение медно-молибденовой руды

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Флотационное обогащение медно-молибденовой руды;

б) Исследования по применению новых реагентов-вспенивателей в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в лабораторных условиях;

в) Исследования по применению новых реагентов-вспенивателей в цикле основной и контрольной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в промышленных условиях;

г) Краткий технико-экономический анализ по применению новых реагентов-вспенивателей

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

Рекомендуемая основная литература:

1. Froth flotation "A century of innovation"/ Edited by Maurice C.Fuerstenau Graeme Jameson and Roe Hoan Yoon. C-405-420.

2. Абрамов А.Л. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1984.383 с.

3. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации. - М.: Наука. - 1993. 265 с.

ГРАФИК
подготовка магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	04.02.2021	выполнено
Аналитический обзор литературы	27.02.2021	выполнено
Методика исследований	30.03.2021	выполнено
Экспериментальная часть	20.04.2021	выполнено
Заключение	15.05.2021	выполнено

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

Наименование раздела	Консультанты И.О.Ф (уч. степень, звание)	Дата подписания	подпись
Введение	М.Б. Барменшинова заведующая кафедрой МиОПИ, кандидат технических наук	04.02.2021	
Аналитический обзор литературы		27.02.2021	
Методика исследований		21.06.2021	
Экспериментальная часть		20.04.2021	
Заключение		15.05.2021	
Нормоконтролер	С.Б. Дюсенова доктор PhD, сениор-лектор	14.06.2021	

Научный руководитель  М.Б. Барменшинова

Задание принял к исполнению
обучающийся  Таубашев С.Р.

Дата _____ «__» _____ 2021 г.

АҢДАТПА

Сульфидті кендер Түсті металдарды өндірудің негізгі көзі болып табылады. Мыс-молибден кендерін өңдейтін барлық байыту фабрикалары флотация процесінде реагенттерді пайдаланады. Маңызды Реактивтердің бірі-көбіктендіргіштер. Кеннің фазалық құрамы неғұрлым тотықсыздандырылғанға өзгерген кезде флотация процесінде проблемалар туындайды. Негізгі шешім-реагенттерді дұрыс таңдау. Мыс-молибден кен орнының кендерін байытуды зертханалық сынау нәтижесінде стандартты режимде 87,7% мыс және 75,0% Молибден бөліп алу кезінде ұжымдық мыс-молибден концентраты алынды. Жаңа "Ore Prep X-133" көбіктендіргіш реагентін қолдана отырып, концентратты бөліп алу 89,4% мыс және 76,5% Молибден алынған. Жаңа Ore Prep X-133 көбіктендіргіш реагенті бұрын қолданылған базалық көбіктендіргішпен салыстырғанда, ұжымдық мыс-молибден концентратына мыс алуды 1.7% – ға, молибденнен алуды 1,5% – ға арттыруға мүмкіндік береді. Бұл ұжымдық концентрат шығымының 0.7% – ға артуына байланысты. Жаңа Ore Prep X-133 көбіктендіргіш реагентінің шығыны базалық реагентпен салыстырғанда екі есе, 30-дан 15 г/т дейін төмендейді.

АННОТАЦИЯ

Сульфидные руды являются основным источником получения цветных металлов. Все обогатительные фабрики, перерабатывающие медно-молибденовые руды в процессе флотации используют реагенты. Одним из важнейших реагентов являются вспениватели. При изменении фазового состава руды в более окисленную, создаются проблемы на процессе флотации. Главным решением является корректный подбор реагентов. В результате лабораторных испытаний обогащения руды медно-молибденового месторождения при стандартном режиме получен коллективный медно-молибденовый концентрат при извлечении 87,7 % меди и молибдена 75,0 %. С применением нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133 получен концентрат при извлечении 89,4 % меди и 76,5 % молибдена. Новый реагент вспениватель Ore Prep X-133 позволяет, по сравнению с ранее использованном базовым вспенивателем, увеличить извлечение в коллективный медно-молибденовый концентрат меди – на 1,7 %, молибдена – на 1,5 %. Это обуславливается увеличением выхода коллективного концентрата – на 0,7 %. Расход нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133, по сравнению с базовым реагентом, снижается в два раза, с 30 до 15 г/т.

ABSTRACT

Sulfide ores are the main source of non-ferrous metals. All processing plants that process copper-molybdenum ores use reagents in the flotation process. One of the most important reagents is forming agents. When the phase composition of the ore changes to a more oxidized one, problems are created during the flotation process. The main solution is the correct selection of reagents. As a result of laboratory tests of ore dressing of the copper-molybdenum deposit under the standard regime, a collective copper-molybdenum concentrate was obtained with the recovery of 87.7 % of copper and 75.0% of molybdenum. Using a new forming agent Ore Prep X-133, a concentrate was obtained with the recovery of 89.4 % copper and 76.5 % molybdenum. The new reagent former Ore Prep X-133 allows, in comparison with the previously used base former, to increase the recovery of copper in the collective copper-molybdenum concentrate – by 1.7 %, molybdenum-by 1.5 %. This is due to an increase in the mass pull of collective concentrate – by 0.7 %. The consumption of the new Ore Prep X-133 forming agent is reduced by half, from 30 to 15 g/t, compared to the basic reagent.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	9
1	Современное состояние флотационного обогащения медно-молибденовых руд	10
1.1	Особенности вещественного состава и технологических свойств медно-молибденовых руд	11
1.2	Реагенты, применяемые при обогащении медно-молибденовых руд	12
1.3	Технологические схемы переработки медно-молибденовых руд	16
1.4	Современные реагенты-вспениватели для флотации	19
	Выводы к 1 главе	22
2	Объект и методы исследований	23
2.1	Подготовка пробы руды к исследованиям (схема разделки)	23
2.2	Изучение вещественного состава руды	25
2.2.1	Полный химический анализ исходной руды	26
2.2.2	Фазовый анализ меди, молибдена и железа	26
2.2.3	Гранулометрический анализ с распределением меди, молибдена, золота, серебра, железа по классам крупности	27
2.2.4	Минералогический анализ исследуемой руды	32
2.3	Краткая характеристика и описание исследуемых реагентов компании Solvay и Basf	34
3	Исследования по применению новых реагентов вспенивателей в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в лабораторных условиях	34
3.1	Определение оптимальной крупности измельчения руды в цикле флотации	39
3.2	Проведение сравнительных лабораторных испытаний реагентов-пенообразователей компании Solvay и Basf	43
	Выводы к 3 главе	44
4	Исследования по применению новых реагентов вспенивателей в цикле основной и контрольной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в промышленных условиях	45
	Выводы к 4 главе	51
5	Краткий технико-экономический анализ по применению новых реагентов вспенивателей	54
	Заключение	58
	Список использованной литературы	59
	Приложение А – Список опубликованных работ по теме диссертации	-
	Приложение Б - Оттиски	-

ВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научно-технической проблемы. Урбанизация требует значительных инвестиций в инфраструктуру, основным сырьем для которой является медь. Медь играет большую роль во всей современной инфраструктуре, выработке и передаче электроэнергии, транспорте, коммуникациях, в производстве промышленного оборудования и электроприборов. Для обеспечения современного развития технологии необходимо извлекать и производить достаточное количество меди. Однако большинство руд, перерабатываемых на обогатительных фабриках, являются забалансовыми и извлечение меди из них с каждым годом требует более новых и модернизированных технологий.

Обоснование необходимости проведения НИР.

Месторождение Актогай ТОО «Kazminerals» в настоящее время сталкивается с проблемой увеличения доли окисленной меди в руде, поэтому необходимо принимать решение о выборе нового реагента пенообразователя.

В сульфидных рудах окисленные минералы меди представлены, в основном, малахитом и азуритом. Увеличение степени окисленности руды характеризуется появлением в ней сульфатов (брошантит, антлерит, халькантит), силикатов и фосфатов (хризоколла и бирюза), а в смешанной руде – куприта, тенорита и делофоссита. Из таких смешанных руд очень сложно вести усреднение как по содержанию меди, так и по фазовому составу.

Актуальность работы. Одним из путей совершенствования технологии флотационного обогащения является поиск и применение новых эффективных, недорогих реагентов, повышающих селективность и скорость процесса, что определяет актуальность исследований в этом направлении.

Цели и задачи исследований. Цель исследований – повышение эффективности флотационного обогащения медно-молибденовой руды при использовании нового реагента-вспенивателя.

Для достижения поставленных целей необходимо было решить следующие задачи: исследование свойств исходной руды и вспенивающей способности новых флотационных реагентов; лабораторные испытания по применению реагентов вспенивателей в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения; промышленные испытания новых реагентов.

Объектом исследования является медно-молибденовая руда Актогайского месторождения.

Научная новизна заключается в изучении вспенивающей способности новых флотационных реагентов в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения и возможности получения кондиционных концентратов.

Практическая значимость. С учетом бедности руд и огромных объемов переработки повышение степени извлечения металлов дает предприятию существенную экономию.

1 Современное состояние флотационного обогащения медно-молибденовых руд

Большая часть медных руд в настоящее время добывается на месторождениях порфировых руд. Несмотря на это, выбор группы реагентов для флотации этих руд зависит больше от типа и количества различных присутствующих минералов, а не от происхождения руды. Основные факторы, которые учитываются при выборе: отношение халькопирита к вторичным медным минералам, таким как халькоцит, ковеллин, борнит и т.д. количество и активность (готовность флотировать) минералов сульфида железа, таких как пирит, марказит и пирротит. В какой степени, если вообще такое присутствует, медные минералы окислены или потускнели. Присутствие минералов, содержащих элементы, ухудшающие качество, таких как мышьяк, сурьма и висмут. Содержит или не содержит руда извлекаемое количество золота и серебра, и как они ассоциируются с другими минералами. Содержит или не содержит руда значительное количество первичных шламов, таких как глина и другие слюдоносные минералы. Естественный фактор pH рудной пульпы после измельчения. Степень высвобождения различных ценных и безрудных минералов. Использование схем с добавлением извести является особенно распространенным приемом во флотации медных руд. Щелочность извести в основном поддерживается в пределах уровня pH от 9.5 до 11.0 в схеме основной флотации и почти 12.0 в схемах перемешивания. Более высокий уровень pH предназначен для подавления безрудных частиц в минералах сульфида железа, которые там в основном и присутствуют. Фактор pH также может повлиять на структуру пены и на флотируемость медных минералов. Фактор pH со значением ниже минимального, который варьируется в зависимости от типа руды, отрицательно влияет на эти характеристики, особенно в случае использования ксантогенатов и дитиофосфатов. В случае присутствия свободного металлического золота, необходимо очень тщательно контролировать использование извести, так как чрезмерная концентрация извести может оказывать подавляющее действие на золото. Если подавление золота известью становится проблемой, вместо извести можно использовать кальцинированную соду. На очень немногих производствах флотацию проводят при естественном уровне pH без добавления реагентов, регулирующих фактор pH, или в кислотной схеме.

Медные руды, природные минеральные образования, содержание меди в которых достаточно для экономически целесообразной добычи этого металла. Из 170 известных медьсодержащих минералов 17 используются в промышленных масштабах (халькопирит, халькозин, ковеллин, борнит, куприт, тенорит, малахит, азурит, хризокolla и т.д.)

В зависимости от минерального состава, крупности зёрен минералов, характера взаимного их прорастания и других факторов выделяется несколько технологических сортов медных руд, которые по химическому составу и наличию в них сульфидов, окислов, карбонатов и сульфатов меди

подразделяются на следующие природные типы: сульфидные, окисленные и смешанные. Главное значение имеют сульфидные руды, дающие 90 % мирового производства меди [1].

В качестве самостоятельного минерала в месторождениях нередко встречается самородная медь, которая содержит 97-99% меди, а так же примеси железа, серебра, свинца, золота, ртути и висмута. Самородная медь имеет плотность 8,4-8,9 г/см³ и твердость 2,5-3.

Медные руды, как правило, являются комплексными: наряду с нерудными минералами (кварцем, серицитом, баритом и другими) в них содержится пирит, часто пирротин, сульфиды цинка, свинца, никеля, кобальта, молибдена, сурьмы и т. д., а также примеси рассеянных элементов: Cd, Se, Te, Ga, Tl, Ge, In, Re и другие. Указанные сопутствующие компоненты (в том числе и S в сульфидах) представляют собой значительную ценность (до 50 % стоимости меди, извлекаемой из медных руд) [2].

1.1 Особенности вещественного состава и технологических свойств медно-молибденовых руд

Обогащение медьсодержащего сырья проводится с целью повышения содержания меди и снижения вредных примесей. Эффективность обогащения зависит от вещественного состава сырья, его текстурно-структурных особенностей, а также от значения медных концентратов.

Обогатимость медьсодержащего сырья обусловлена его технологическими свойствами, которые определяются:

- содержанием основных и наиболее важных попутных компонентов;
- минералого-петрографическим составом;
- структурно-текстурными особенностями сырья;
- гранулометрическими характеристиками зерен полезных и породообразующих минералов;
- морфометрическими характеристиками слагающих руду комплексов;
- характером сростаний минералов;
- интенсивностью и характером изменения первичных руд в зоне окисления;
- массой и свойствами вмещающих пород, неизбежно попадающих в руду в процессе ее добычи;
- содержанием компонентов, благоприятствующих технологическому процессу, и вредных примесей, осложняющих этот процесс;
- физическими, механофизическими и химическими свойствами минералов и минеральных комплексов руды, степенью контрастности этих свойств;

В зависимости от минерального состава, крупности минералов, характера вкрапленности ценных минералов и минералов пустой породы,

формы рудного тела и генезиса месторождения меди в настоящее время делятся на 6 генетических групп, характеристика которых приведена в табл 1.

Таблица 1 - Характеристика промышленно-генетических типов медьсодержащих руд

Генетическая группа	Промышленно-генетический тип месторождения	Содержание меди, %	Распределение в общих запасах меди	
			СНГ	Остальной Мир
Магматическая	Медно-никелевый	1-2	33,1	2,5
	Ванадиево-железно-медный	0,5-2	0,7	-
Карбонатитовая	Карбонатитовый	-	-	0,5
Скарновая	Скарновый	2-3	2	1,4
Гидротермальная	Медно-порфировый	0,3-2,0	13,9	62,6
	Кварц-Сульфидный	2,5-5,5	1,5	2,1
	Самородная медь	-	-	0,8
Колчеданная	Медно-колчеданный	1,5-8	21,8	8,6
Стратиформная	Медистых песчанников и сланцев	1,5-6,0	27	21,5

Медные руды по минеральному и химическому составу, наличию в них сульфидов, окислов, карбонатов и сульфатов меди подразделяются на сульфидные, в которых содержание меди в виде сульфидных минералов не менее 75%, смешанные, в которых содержание меди в виде сульфидных минералов 25-75%, и окисленные, в которых содержание меди в виде сульфидов не превышает 25%. Такая классификация медных руд является технологической, так как определяет принципиальную схему технологии переработки руд.

В зависимости от содержания меди в перерабатываемой руде медные руды условно подразделяются на богатые (содержание меди более 2), средние (0,8-2%), бедные (0,5-0,8%) и забалансовые (менее 0,3%). Богатые сульфидные руды, содержащие 2-3 % меди, с высоким содержанием серы (35-42 %) могут иногда направляться непосредственно на плавку в шахтных печах. Однако в мировой практике в настоящее время 90% меди извлекается из концентратов, получаемых при обогащении медных руд. [3-5]

1.2 Реагенты, применяемые при обогащении медно-молибденовых руд

На коллективной флотации при обогащении медно-молибденовых руд применяют ряд реагентов:

- Первичный собиратель (IPETC, PACKS);
- Вторичный собиратель (SIBX);
- Вспениватель (МИБК, ОТХ-140, X-133);

- Депрессор(жидкое стекло);
- Модификатор (гашеная известь);
- Флокулянт, коагулянт(Magnoflock-155);

Выбор используемых реагентов зависит от состава руды (минералогический, химический, фазовый) и технологической схемы обогащения ОФ.

Переработка медно-молибденовой руды Актогайской ГОК включает в себя процессы:

- первичное дробление в конусной дробилке до крупности - 270мм;
- двухстадиальное измельчение до крупности 80% -0,180мм, первичное измельчение в шаровой мельнице полусамои измельчения в открытом цикле с выделением рудной гали и последующей второй стадией измельчения в шаровых мельницах в замкнутом цикле с гидроциклонами (поверочная классификация);
- двух стадиальное додрабмливание рудной гали в конусных дробилках и в дробилке высокого давления (ролл-пресс);
- флотационное обогащение сульфидной руды, измельченной до крупности 80% -0,180мм (основная, контрольная);
- доизмельчение объединенного флотационно концентрата основной флотации до крупности 80% - 0,025мм;
- доизмельчение объединенного флотационно концентрата контрольной флотации до крупности 80% - 0,025мм;
- сгущение сульфидного концентрата;
- молибденовое флотационное обогащение сульфидного концентрата с последующим доизмельчением и перечистным флотационным обогащением;
- сгущение медного концентрата;
- фильтрация, упаковка и отгрузка медного и молибденового концентрата;
- сгущение и укладка отвальных хвостов ОФ.

В схеме медно-молибденовой сепарации молибден флотируется с использованием углеводородного масла, в то время как сульфиды меди и пирит подавляются так, как это описано ниже.

Для подавления сульфидов меди и пирита используются гидросульфид натрия, сульфид натрия или сульфид аммония. В последнее время предпочтение в процессе медно-молибденовой сепарации отдается использованию гидросульфида натрия. На некоторых производствах стали использовать вместо воздуха азот. Азот уменьшает окисление расход гидросульфида натрия, что делает процесс сепарации более эффективным. В конечной стадии перечистки молибдена некоторые операции проходят с использованием цианида для подавления остаточных сульфидов меди и пирита. В некоторых случаях, конечный молибденовый концентрат может

подвергаться обработке выщелачиванием цианидом или хлоридом железа, чтобы удалить остаточную медь.

Реагенты Nokes, которые являются тиофосфористыми или тиомышьяковыми составами, широко используются в сепарации молибдена от меди, так как они подавляют минералы меди и пирит. Конечные стадии перечистки обычно требуют добавления цианида натрия.

Сульфиды меди и пирит можно также подавить в более окисленных условиях с использованием натрия или ферроцианида калия. Одновременно использовались такие окисляющие реагенты, как гипохлорит или перекись водорода, чтобы повысить эффективность сепарации. Аналогично в прошлом использовали процессы отпаривания или обжигания, чтобы снять слой собирателя с сульфидов меди и пирита, перед добавлением ферроцианида. Цианид натрия часто используется в перечистных стадиях молибдена, чтобы помочь подавить сульфиды меди и пирит [6-8]

Таблица 2 – Реагенты для медно –молибденовых руд

Реагенты	Применения	Состав
СОБИРАТЕЛИ		
AERO 3302 активатор	Собиратель селективной меди, золота и PGM (Металлов платиновой группы) с отличными свойствами улавливания молибдена.	Ксантогенатовые сложные эфиры
AERO 5100 активатор	Собиратель селективной меди. Слабые характеристики вспенивания.	Модифицированный тионокарбамат
AERO 7048 активатор	Собиратель средней интенсивности для первичной и вторичной минерализации меди.	Состав дитиофосфатов
AERO 7151 активатор	Собиратель сильной интенсивности, отличный в случае присутствия самородной меди. Синергический в сочетании с сульфидирующими реагентами.	Состав дитиофосфатов
МОДИФИКАТОРЫ		
AERO 7260 GCA депрессор	Полимерный депрессор, который используется для блокировки сульфидов железа.	Водорастворимый полимер

AERO 7261A депрессор	Полимерный депрессор, который используется для блокировки сульфидов железа.	Водорастворимый полимер
AERO 8860GL GCA депрессор	Тальковый (MgO) депрессор. Эффективный заменитель гуара.	Водорастворимый полимер
CYQUEST 3223 антиосаждающий реагент	Депрессант, который используется для уменьшения вязкости пульпы и увеличения селективности.	Анионный полиакриламид
CYQUEST 4000 технологическая добавка	Полимерный модификатор, который используется для улучшения извлечения, содержания или и того и другого в шламах, содержащих руду, или в измененных силикатах.	Сополимер натрия аллил сульфоната и малеиновой кислоты
CYQUEST 40E антиосаждающий реагент	Аналогичен антиосаждающему реагенту CYQUEST 3223 и устойчивый к изменениям химического состава воды и pH.	Сополимер натрия аллил сульфоната и малеиновой кислоты
AERO 7249 активатор	Сильный собиратель меди и драгоценных металлов. Хорошо подходит для флотации самородного золота.	Состав дитиофосфатов
AERO 8761 активатор	Высоко селективный собиратель меди с отличными собирательными свойствами.	Состав монотиофосфатов
AERO 9810 активатор	Собиратель меди средней интенсивности с хорошей селективностью в отношении пирита.	Состав дитиофосфатов
AERO 9863 активатор	Сильный собиратель для первичных и вторичных минералов меди, которые содержат драгоценные металлы.	Модифицированный тионокарбамат

AERO 9889 активатор	Сильный собиратель меди и драгоценных металлов.	Модифицированный тионокарбамат
AERO 9900 активатор	Собиратель меди средней интенсивности, аналогичен электриту и серебру.	Состав дитиофосфатов
AERO MX- 3048 активатор	Хороший выбор для золотосодержащих сульфидов, pH < 4. Очищает все сульфиды.	Модифицированные ксантогенатовые сложные эфиры

Если в медных рудах присутствует молибден в оптимальных количествах, он флотируется сульфидами меди, в результате чего образуется коллективный медно-молибденовый концентрат.

Следовательно, сульфиды меди и молибден разделяются путем подавления сульфидов меди и флотирования естественно гидрофобного молибдена. Масляный собиратель AERO 3302 и соответствующие продукты, такие как активаторы AERO MX-3601 и AERO MX-5141 нашли свое применения на нескольких производствах в схеме обработки коллективного Cu - Mo концентрата, чтобы увеличить извлечение молибдена. Принимая во внимание их высокую эффективность для молибдена, и селективность для сульфидов меди, эти комбинации собирателей должны быть основными при выборе собирателей для обработки таких типов руды. Их использование также улучшает извлечение побочного золота, которое иногда ассоциируется с этими рудами.

Активатор AERO 3302 и соответствующие продукты, такие как активаторы AERO MX-3601 и AERO MX-5141 добавляются в мельницу измельчения в количестве 525 г/т. Также очень часто добавляется 20-50 г/т углеводородного масла, такого как дизельное или жидкое топливо, чтобы усилить флотацию молибдена [9-10].

1.3 Технологические схемы переработки медно-молибденовых руд

Медно-молибденовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. Наибольшее значение имеют порфировые медно-молибденовые руды, характеризующиеся как крупной вкрапленностью молибденита и пирита, так и наличием тонковкрапленных минералов меди, молибдена и пирита. К таким рудам целесообразно применять стадийные схемы обогащения с выделением коллективного медно-молибденового концентрата и отвальных хвостов при грубом измельчении руды до 45 — 55% класса — 0,074 мм. Коллективный концентрат после классификации и доизмельчения

песков классификатора до 90 — 95% класса — 0,074 мм подвергается перечистке. В ряде случаев при флотации медно-молибденовых порфировых руд применяют схемы, предусматривающие контрольную флотацию хвостов основной коллективной флотации с перечисткой концентрата, получаемого в контрольной флотации (с предварительным доизмельчением этого концентрата или без него). Такие схемы применяются на фабриках Балхашская (СССР), «Пинто Велли» (США) и др.

Фабрика «Пинто-Вэлли» (шт. Аризона, США) проектной мощностью 40 тыс. т/сут руды введена в эксплуатацию в 1976 г. Порфировые медно-молибденовые руды, перерабатываемые на фабрике, содержат 0,44% меди и 0,01 % молибдена. Основные рудные минералы — халькопирит и молибденит.

На фабрике «Бренда» (Канада) перерабатывается 24 тыс. т/сут порфировой медно-молибденовой руды, содержащей 0,22 % меди и 0,058 % молибдена. Рудными минералами являются халькопирит, молибденит и частично пирит. Руда измельчается до 40% класса — 0,074 мм и поступает на коллективную флотацию. Медно-молибденовый концентрат основной флотации поступает последовательно на три перечистные флотации. Концентрат III перечистой флотации поступает в контактный чан для перемешивания с гидросульфидом натрия NaHS (около 10 кг/т концентрата). Из чана коллективный концентрат поступает на основную и контрольную молибденовую флотацию. Концентрат контрольной флотации подвергается перечистке, а камерный продукт контрольной флотации объединяется с медным концентратом и поступает на сгущение. Слив сгустителя возвращается в контактный чан, что снижает расход гидросульфида натрия, а медный концентрат, сгущенный до 60% твердого, поступает на фильтрование и сушку до 6% влаги. Концентрат основной флотации и пенный продукт перечистки молибденового концентрата контрольной флотации доизмельчаются в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с двумя гидроциклонами, перемешиваются с гидросульфидом натрия и поступают на I перечистку, камерный продукт которой подвергается контрольной флотации. Камерный продукт контрольной флотации присоединяется к медному концентрату, а пенный продукт вместе с концентратом I перечистки поступает на доизмельчение II в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с двумя гидроциклонами. После доизмельчения и двух перечисток молибденовый концентрат подвергается хлорному выщелачиванию с подогревом, которое обеспечивает снижение содержания меди с 0,337 до 0,07 % и свинца до 0,05 %). Содержание молибдена в концентрате повышается до 56,6 % при извлечении 82 %. Медный концентрат содержит 27 % меди при извлечении 89 %. Филиппинские медно-молибденовые руды, содержащие 0,74% меди, 0,03 % молибдена, 0,88 % серы, до 14 % глинозема, до 65% кварца и до 12 г/т золота, изучали японские и филиппинские специалисты с целью определить оптимальный вариант разделения коллективного медно-молибденового флотационного концентрата. Было исследовано два способа: обжиг концентрата с последующей селективной флотацией и прямая

селективная флотация с помощью реагента Ноукс. Обжиг концентрата осуществлялся при 290— 300 °С в течение 1 ч; последующая флотация молибденита проводилась с применением керосина и пальмового масла. Молибденовый концентрат перечищался 3— 4 раза. При содержании в коллективном концентрате 1,45 % молибдена и 29,49 % меди были получены молибденовый концентрат, содержащий 55,8 % молибдена и 0,57 % меди при извлечении 70,13 % молибдена, и медный концентрат, содержащий 30,28 % меди и 0,17 % молибдена при извлечении 99,5 % меди. При повышении содержания меди в молибденовом концентрате до 1% (только 3 перечистки) извлечение молибдена в одноименном концентрате повышалось до 77,7 % при снижении содержания его до 54,9 %. Второй метод предусматривает селективную флотацию с применением реагента Ноукс при pH пульпы больше 9,5 и времени перемешивания 10 мин и более. Для перечистки молибденового концентрата добавляли керосин. При содержании в коллективном концентрате 0,84 % молибдена и 28,45 % меди получали молибденовый концентрат, содержащий 50,7 % молибдена и 0,83 % меди при извлечении 71,5 % молибдена, и медный концентрат, содержащий 28,8 % меди и 0,03 % молибдена при извлечении меди 90,8 %. Очевидно, что первый способ — обжиг и последующая флотация молибдена — позволяет получить более высокое извлечение меди при практически равном содержании ее в коллективном концентрате. Сравнивать показатели по извлечению молибдена затруднительно ввиду различного содержания его в коллективных концентратах.

Фабрика «Лорнекс» (Канада) перерабатывает до 40 тыс. т/сут медно-молибденовой руды порфирового типа, содержащей 0,43 % меди и 0,014 % молибдена. Основные рудные минералы— халькопирит, борнит, молибденит, пирит, магнетит. Коллективная основная медно-молибденовая флотация проводится после измельчения руды до 80% класса —0,149 мм, концентрат контрольной флотации доизмельчается во II стадии рудного измельчения. После II перечистой флотации получают коллективный концентрат, который после сгущения до 40-60 % твердого поступает в контактный чан для перемешивания с реагентом Анимол Д для подавления сульфидов меди и пирита и последующего разделения медно-молибденового концентрата. Анимол Д является продуктом взаимодействия Az_2O_3 и Na_2S . Механизм его действия заключается в десорбции собирателя с сульфидов меди и пирита ионами серы (S^{2-} и HS^-) и мышьяка. В основную молибденовую флотацию подают керосин как собиратель молибденита. Хвосты основной флотации поступают на контрольную, камерный продукт которой представляет собой готовый концентрат. Пенный продукт контрольной флотации перемешивается с цианидом натрия и керосином и поступает на основную флотацию. Реагент Анимол Д применяется только в начале процесса разделения; сульфиды меди и железа в последующих операциях подавляются только цианидом натрия. Концентрат основной флотации после дополнительной подачи цианида доизмельчается в шаровой мельнице, работающей в

замкнутом цикле с гидроциклоном, и поступает на I перемешивание, камерный продукт которой подвергается контрольной флотации. Камерный продукт последней доизмельчается и направляется в I перемешивательную флотацию. Концентрат I перемешивательной флотации переочищается последовательно еще 6 раз, причем перед каждой операцией доизмельчения и переочистки подается цианид натрия. После VII переочистки получают молибденовый концентрат, содержащий 54% молибдена, который направляется на сгущение, фильтрование и сушку. Извлечение молибдена составляет 71 %, а извлечение меди 90% при содержании ее в медном концентрате 34 %. Суммарный расход реагентов в коллективной медно-молибденовой флотации составляет, г/т руды: 3,6 изобутилового ксантогената натрия; 3,1 амилового ксантогената калия; 14 Дауфроса 250; 39 соснового масла; 983 извести; 59 флокулянта. В селективной молибденовой флотации он составляет, г/т коллективного концентрата: 9320 Анимола Д; 447 цианида натрия; 1250 керосина; 226 жидкого стекла.

Фабрика «Сан-Мануэль» (США) производительностью в 65 тыс. т/сут перерабатывает медно-молибденовые руды, содержащие 0,7 % меди и 0,02 % молибдена. Основные рудные минералы — халькопирит и, в меньшей степени, халькозин, ковеллин, борнит и молибденит; содержится пирит (около 10%) и другие минералы. На фабрике получают медный концентрат, содержащий 30 % меди при извлечении до 92%, и молибденовый концентрат, содержащий 52 % молибдена при извлечении 70 %. Перед основной коллективной медно-молибденовой флотацией руду измельчают до 65 % класса — 0,074 мм с последующим доизмельчением черного концентрата, который далее дважды переочищается. При флотации коллективного медно-молибденового концентрата применяют следующие реагенты, г/т руды: 680 извести (до pH 11,5); 10 изопропилового ксантогената; 3302 реагента S (аллиловый эфир ксантогенатовой кислоты — собиратель для молибденита); 25 метилизобутилкарбинола. Коллективный концентрат доизмельчается до 90% класса — 0,044 мм и из него флотируют молибденит. Камерный продукт основной молибденовой флотации представляет собой медный концентрат. Пенный продукт этой флотации подвергается переочисткам, причем после III переочисточной флотации камерный продукт присоединяется к медному концентрату. Следует обратить внимание на оригинальный, но сложный реагентный режим разделения медно-молибденового концентрата. Концентрат сгущается до 40% твердого и поступает на перемешивание с перекисью водорода, серной кислотой, цианидом натрия и сульфатом цинка при pH меньше 7. Далее пульпа разбавляется водой до 35 % твердого и поступает на основную молибденовую флотацию с аполярным реагентом и метилизобутилкарбинолом. Полученный концентрат дважды переочищается с добавлением керосина и ферроцианида. Концентрат после II переочисточной флотации снова обрабатывается перекисью водорода, серной кислотой, цианидом натрия и сульфатом цинка. В последующие переочисточные операции подают ферро и феррицианид, гипохлорит натрия и реагент для гашения пены.

Расход реагентов при разделении медно-молибденового концентрата, г/т концентрата: 680 перекиси водорода; 150 цианида; 900 серной кислоты; 75 сульфата цинка; 1000 ферроцианида; 230 феррицианида; 1800 гипохлорита; 230 аполярного масла; 200 реагента для гашения пены.[11-13]

1.4 Современные реагенты-вспениватели для флотации

Вспениватели были в числе первых реагентов, разработанных для обогащения минерала в процессе пенной флотации; они до сих занимают важную нишу в семействе реагентов, которые используются в настоящее время. Как класс они являются низкомолекулярными органическими соединениями с содержанием кислорода, прикрепленного к углероду. Они должны обладать свойствами для создания такой пены, которая сможет поддерживать и обогащать минерал.

Пена, образованная этими соединениями, должна обладать следующими свойствами:

1. Она должна иметь соответствующие свойства пленки, чтобы ценные частицы минерала прикреплялись к поверхности пузырька, а безрудные частицы минерала не прикреплялись.

2. Она должна быть достаточно устойчивой, чтобы поддерживать значительный вес минерала и достаточно мобильной, чтобы переносить этот минерал к краю камеры для извлечения.

3. Она должна быть достаточно переходящей, чтобы пузырьки в ней могли свободно разбиваться и постоянно восстанавливать свою форму, чтобы вода и пустые минералы могли возвращаться в пульпу.

4. Она не должна быть очень устойчивой, чтобы она не разбивалась в желобах и отстойниках, и еще она должна быть способна снова восстанавливать свою форму при подаче воздуха в соответствующих стадиях флотации. Нельзя недооценивать важность получения оптимального слоя пены, так как именно в нем будет происходить все процессы обогащения ценных минералов, а пустые гидрофильные частицы будут возвращаться обратно в пульпу, а ценные гидрофобные частицы минерала будут оставаться в пене. Существует большое количество специальных терминов, которые используются для описания характеристик флотационной пены, например "стабильная", " бурно кипящая", " непрерывно возобновляющаяся", "вязкая", " неустойчивая", "свободнотекущая", "мобильная", "селективная", "неселективная", "разрыхлённая", "плотно связанная", "сухая", "влажная или водянистая" и т.д. с точки зрения оператора, пену достаточно разделить на две категории:

1. Пена, оболочка пузырьков в которой тонкая. Такая пена обычно содержит меньше воды (т.е. больше сухая), меньше увлекает за собой пустых шламов (т.е. она более селективная), и относительно менее устойчивая и непрерывно возобновляющаяся.

2. Пена, оболочка пузырьков в которой относительно толстая. Такая пена обычно содержит больше воды (т.е. влажная), увлекает за собой больше пустых шламов (т.е. она менее селективная) и относительно устойчивая и непрерывно возобновляющаяся. Сосновое масло и крезоловая кислота раньше были самыми часто используемыми вспенивателями, но они в настоящее время все чаще заменяются синтетическим спиртом и гликолями

Очень важно, чтобы выбранный вами вспениватель работал в унисон с конфигурацией вашей установки и схемой реагентов (активаторов или собирателей и модификаторов). Соответствующий слой пены в результате обеспечивает лучшее извлечение ценных частиц минералов, улучшает кинетику производства и помогает операторам лучше контролировать схему флотации. Индивидуальная особенность вспенивателя усиливать пузырьки с минералами позволяет им слипаться и не лопаться, таким образом, формируя зону вспенивания. Также при выборе вспенивателя необходимо учитывать некоторые дополнительные характеристики:

Спиртовые вспениватели. Спиртовые вспениватели, которые используются в настоящее время, состоят из разветвленной или циклической углеводородных цепочек, содержащих от пяти до восьми атомов углерода. Они также могут содержать ряд других соединений, которые были образованы в процессе их производства. Тип и количество этих второстепенных соединений оказывают огромное влияние на их эксплуатационные характеристики и на тип пены, которую они образуют. Они только умеренно растворимые в воде, поэтому они добавляются "как есть" в схему флотации. Благодаря их слабой стойкости, они часто добавляются в схему флотации постадийно. Обычно они производят пену, описанную в первой категории выше.

Гликолевые вспениватели. Это вспениватели, которые обычно используются в виде полипропилена или полиоксиэтиленгликоля или их простых эфиров. Они легко растворимые в воде, поэтому могут разводиться до любой концентрации. Не только особенная структура, но и их молекулярный вес играет немаловажную роль в их эксплуатационных характеристиках. Гликолевые вспениватели обычно производят тип пены, описанный во второй категории выше. Благодаря их стойкости, постадийное добавление в схему флотации не обязательно. Благодаря их способности к растворению и низкому давлению пара, в основном, они возвращаются в схему флотации в оборотной воде.

Такие факторы, как качество руды, процесс флотации и химический состав воды также по-разному влияет на эффективность пенообразования, на разных обогатительных фабриках и даже в пределах одной обогатительной фабрики. Это еще больше усложняет задачу выбора правильного вспенивателя [13-14].

Таблица 3 – Современные реагенты-вспениватели

OREPREP F- 507 вспениватель	Гликолевый вспениватель со свойствами, аналогичными DF200.	Полигликоли
OREPREP F- 533 вспениватель	Способствует быстрой кинетике и селективной флотации.	Смешанные спирты, тяжелые альдегиды, сложные эфиры и смешанные полигликоли
OREPREP F- 549 вспениватель	Гликолевый вспениватель со свойствами, аналогичными DF250.	Гликолевые простые эфиры
OREPREP F- 597 вспениватель	Сильный гликоль/спиртовый вспениватель, где требуется селективность в отношении нерастворимых веществ	Смесь гликолей, гликолевые простые эфиры и спирты
OREPREP F- 603 вспениватель	Селективная спиртовая смесь, которая может заменить MIBC.	Смешанные спирты, тяжелые альдегиды, парафиновые углеводороды
OREPREP X- 133 вспениватель	Способствует быстрой кинетике и селективной флотации.	Смешанные спирты и полигликоли

Выводы к 1 главе:

Медно-молибденовые сульфидные руды, как правило, обогащаются флотационным методом. Эффективное обогащение медно-молибденовых руд в процессе пенной флотации зависит от нескольких факторов:

- pH пульпы;
- крупность питания;
- реагентный режим;
- температура пульпы;

На Актогайской ГОК подача реагентов осуществляется в автоматическом режиме в зависимости от количества поступающей руды или количества металла в нем, кроме реагента вспенивателя. Подача реагента вспенивателя осуществляется по необходимости в зависимости от пены, качества концентрата и выхода. Многие реагенты вспениватели бывают недостаточно эффективными и экономически невыгодными из-за большого количества дозирования. Так же, некоторые вспениватели создают проблему

на процессах обезвоживания, в транспортировочных желобах, насосах в связи своей неразрушаемостью и высоким пенным фактором.

Флотационные реагенты (собиратель, вспениватель) оказывают большое влияние при достижении целевых значений в процессе флотации. Тип и качество реагентов так же оказывают не посредственное влияние не только на результаты основной флотации, но и различно влияют на результаты перемешивной флотации. Так, например, чрезмерное образование пенного продукта оказывает негативное влияние на параметры флотационного процесса, производительность насосов и процесса сгущения. С целью оценки качеств и определения оптимального типа реагентов в лаборатории проводились тесты с использованием разных типов вспенивателей. Чтобы решить эту проблему можно использовать новые реагенты вспениватели, которые будут изучены в дальнейших исследованиях.

2 Объект и методы исследований

2.1 Подготовка пробы руды к исследованиям (схема разделки)

На исследование была отобрана руда весом 360 кг. Проба была представлена кусковым материалом крупностью -100 мм. Схема разделки пробы приведена на рисунке 1, а ситовой анализ исходной руды – в таблице 4.

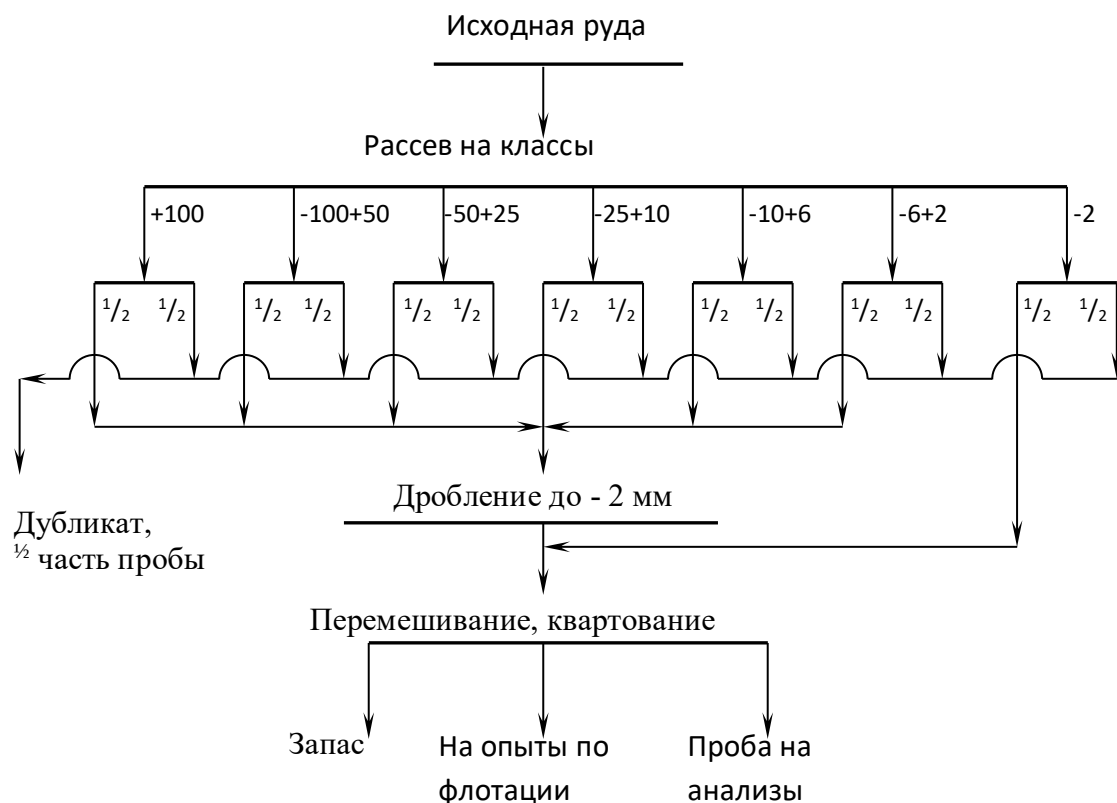


Рисунок 1 – Схема разделки пробы руды месторождения Актогай

Таблица 4 – Гранулометрическая характеристика исходной пробы руды до дробления

Классы, мм	Выход, %
100	3,3
-50	16,9
-25	23,4
-15	26,8
-4	12,9
-4	9,6
-2	7,1
Исходная руда	100

Исходная проба руды перед ее разделкой была рассыпана на специальной площадке для частичного подсушивания и перемешана трехкратной переброской «с кольца на конус» и рассеяна на ситах. Затем каждый класс был взвешен и поделен на две половинки для предотвращения сегрегации, более точного определения ситовой характеристики и гарантии идентичности рабочей половинки пробы и дубликата пробы при достаточно большой крупности исходного материала (100 мм) и ограниченной массе исходного материала.

Конечным продуктом цикла подготовки исходной руды к исследованиям является рудный материал крупностью -2 мм. Ситовая характеристика этого материала приведена в таблице 5.

Таблица 5 – Гранулометрический состав исходной руды

Классы крупности	Выход класса, %
-2+1	41,4
-1+0,5	18,4
-0,5+0,315	9,4
-0,315+0,2	6,5
-0,2+0,1	7,5
-0,1+0,074	1,7
-0,074+0,044	1,8
-0,044+0,02	4,0
-0,02	9,3
Итого	100

После дробления до 2 мм всей массы рабочей части пробы, ее перемешивания и квартования можно было свободно делить на отдельные навески для изучения вещественного состава и технологических испытаний. Минимальный вес навески при крупности -2 мм для проведения экспериментальных работ составлял 1 кг. Подготовка проб для аналитических работ проводилась в соответствии с ГОСТ РК 1199-2003 «Отбор и подготовка проб золотосодержащих продуктов для химического анализа и определения массовой доли влаги». Технологические испытания проводились в соответствии с методическими положениями и инструкциями, приведенными в списке использованных источников [1-7].

2.2 Изучение вещественного состава руды

Вещественный состав рассматриваемых руд и продуктов обогащения определялся в аттестованных лабораториях в группах атомно-абсорбционного анализа, атомно-эмиссионного анализа, классического химического и фотометрического анализов, группы пробирного гравиметрического анализа

на представительных пробах, отобранных после стадийного дробления, усреднения и сокращения с учетом действующих нормативно-технических (НТД) документов.

Для минералогического описания, кроме усредненных проб, были отобраны образцы вмещающих пород с рудной минерализацией, из которых изготовлены были прозрачные шлифы и полированные аншлифы. Изучение их проводилось в лаборатории физико-химических исследований на современном оборудовании: микроскопе OLUMPUS BX 51 Pol., с применением видеокамеры SIMAGIS 2P-2C и программного обеспечения для анализа изображений Минерал С-7 компании SIAMS. Для получения объективной информации и исключения влияния человеческого фактора использовался рентгено-дифрактометрический анализ на дифрактометре D8-ADVANCE фирмы Bruker.

2.2.1 Полный химический анализ исходной руды

Химический состав исходной руды месторождения Актогай приведен в таблице 6, а в таблице 7 – результаты весового фазового (рационального) анализа на соединения меди и железа. Фазовые анализы на соединения золота, серебра и других компонентов не выполнялись из-за низкого абсолютного содержания в руде этих компонентов.

Среднее содержание меди в рассматриваемой пробе руды составило 0,62 %, молибдена 0,016 %.

Таблица 6 – Химический состав исходной руды, % (г/т)

Наименование компонентов	Содержание, % (г/т)
Cu	0,62
Mo	0,016
Au, г/т	0,09
Ag, г/т	1,40
Fe	3,30
Zn	0,022
Pb	0,01
S общ	2,03
Sso4	< 0,2
As	0,007
Sb	< 0,003
Sn	0,00075
Cd	< 0,002
Co	0,0011
K2O	2,50
Na2O	3,32

CaO	1,78
MnO	0,061
MgO	1,47
SiO ₂	61,82
Al ₂ O ₃	7,88
BaSO ₄	0,070
Re	0,00016
П.п.п.	4,3

2.2.2 Фазовый анализ меди, молибдена и железа

По фазовому составу руды являются сульфидными: медь представлена халькопиритом на 74,8 % (относительное), а суммарное содержание окисленных и вторичных соединений меди составляет 22,2 %.

Таблица 7 – Результаты химического фазового анализа исходной пробы

Наименование компонентов	абсолютное, %	относительное %
Соединения меди		
Халькантит	0,02	3,2
Окислы (малахит, хризоколла, куприт, тенорит)	0,11	17
Вторичные (халькозин, ковеллин, борнит)	0,019	5,2
Сульфиды (халькопирит)	0,472	74,8
Суммарно	0,631	100,0
Соединения железа		
Окислы (гидроокись, гематит и др.)	1,43	42,7
Сульфиды (пирит, пирротин, борнит, халькопирит)	1,92	57,3
Суммарно	3,35	100,0

2.2.3 Гранулометрический анализ с распределением меди, молибдена, золота, серебра, железа по классам крупности

Гранулометрическая характеристика руды, подготовленной к исследованиям, с распределением основных компонентов по классам крупности приведена в таблице 8.

Таблица 8 – Гранулометрический состав исходной пробы руды после дробления до -2 мм

Классы, мм	Выход %	Содержание, % (г/т)					Извлечение, %				
		Cu	Mo	Au	Ag	Fe	Cu	Mo	Au	Ag	Fe
+1	41,4	0,52	0,011	0,07	0,60	2,90	34,1	28,5	31,6	17,2	35,2
-1 +0,5	18,4	0,51	0,014	0,05	0,65	2,80	15,2	16,5	10,3	8,5	15,5
-0,5 +0,315	9,4	0,52	0,014	0,06	0,70	3,21	7,8	8,3	6,2	4,6	8,9
-0,315 +0,2	6,5	0,56	0,020	0,08	0,92	3,62	5,9	8,3	5,8	4,3	7,0
-0,2 +0,1	7,5	0,76	0,020	0,09	1,41	4,88	9,2	9,6	7,6	7,5	11,0
-0,1 +0,074	1,7	1,14	0,034	0,11	2,21	5,62	3,1	3,7	2,1	2,7	2,9
-0,074 +0,044	1,8	1,12	0,044	0,10	2,55	4,45	3,3	5,1	2,0	3,3	2,4
-0,044 +0,020	4,0	1,19	0,031	0,14	5,78	4,34	7,7	8,0	6,3	16,4	5,2
-0,020	9,3	0,90	0,020	0,27	5,36	4,26	13,7	12,0	28,1	35,5	11,9
Исходная руда	100,0	0,62	0,016	0,09	1,41	3,34	100	100	100	100	100

Содержание класса -0,074 мм в дробленной руде составляет 1,12 %, содержание основных компонентов имеет тенденцию к увеличению в тонких классах.

2.2.4 Минералогический анализ исследуемой руды

В шлифе заметны призматические вкрапленники (0,7-1,3 мм) плагиоклаза, практически полностью пелитизированного, непрозрачного.

Лишь в отдельных из них можно наблюдать двойники, еще реже – слабую зональность, т.е. плагиоклаз был олигоклазандезин, а порода – кварцевый гранодиорит-порфир.

Основная масса пробы – это очень тонкий (до 0,1 мм) неравномерный микрогранобластовый агрегат кварца и щелочного полевого шпата (~ 5:1-8:1), содержащий участки серицита (гидросерицита) и неравномерную интенсивную (3-5%) рудную вкрапленность. Более поздние изменения – развитие секущих прожилков – зон (до 2 мм), где кварц с хлоритом наиболее крупнозернистые и рудный минерал здесь тоже самый крупный.

Очень неравномерная метаморфическая порода с довольно интенсивным (3-5%) , но неравномерным оруденением. По составу порода существенно кварцщелочно-полевошпатовая. Однозначно сказать о структуре невозможно: иногда это микрогранобластовый (до 0,1 мм) агрегат зерен кварца и калиевого полевого шпата (рис.3), иногда полевой шпат образует крупные (до 0,5-1,5 мм) обособления, пойкилитово включающие в себя мелкие (до 0,1 мм) зерна кварца.

Такие обособления калиевого полевого шпата выглядят как нечеткие порфиروبласты и иногда составляют до ½ площади шлифа. Но оруденение приурочено к более мелкозернистым существенно кварцевым участкам.

Как более поздние, уже секущие такую основную массу развиты иногда довольно крупные (до 2 мм) прожилки гранобластового кварца, иногда

пересекающиеся под прямым углом; более мелкие (~0,3-0,6 мм) кварцевые и карбонатно-кварцевые прожилки.

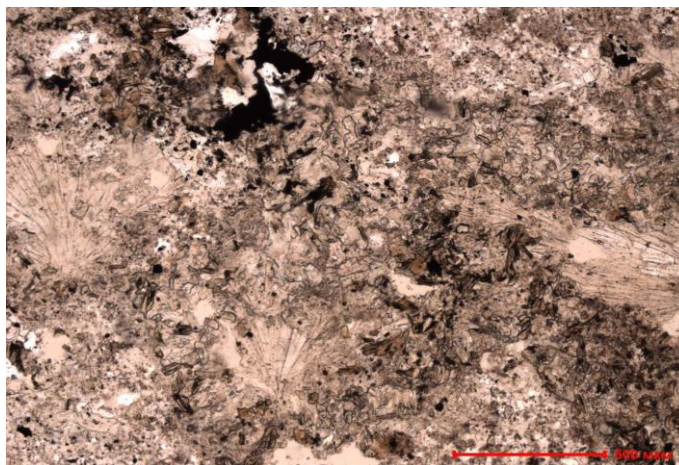


Рисунок 2 – Шлиф. Микрогранобластовый агрегат кварца и калиевого полевого шпата. Ув.50

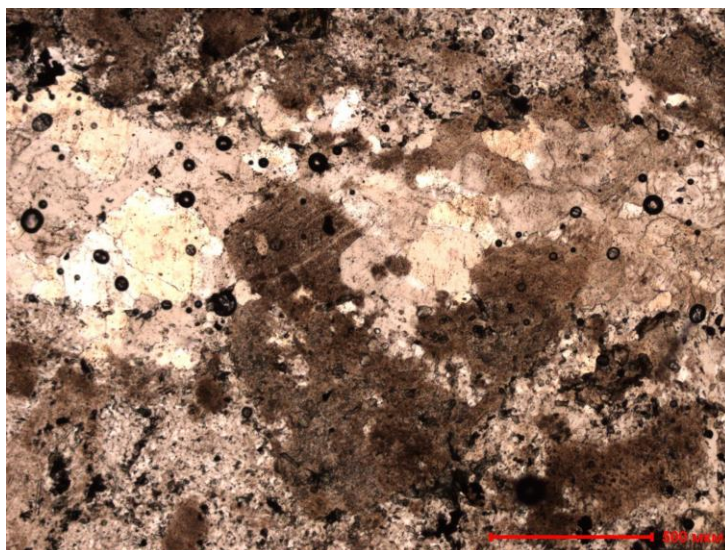


Рисунок 3 – Шлиф. Кварц- карбонатные прожилки. Ув.50

Все прожилки практически безрудные, отмечено развитие двух нечетких (0,6 мм) и овальных (зона 2,2-4,8 мм) прожилков, выполненных гранобластовым карбонатом. Карбонат не содержит рудных минералов.

Структура руд неравномерно-вкрапленная, гнездово-вкрапленная.

Рудные минералы представлены пиритом, халькопиритом, молибденитом, сфалеритом, борнитом, гематитом, лейкоксенном.

Халькопирит образует неравномерную вкрапленность зерен с изрезанными, заливообразными, волнистыми контурами размером от 0,005 до 0,5 мм (рисунки 4,5) в ассоциации с сфалеритом. халькопирит формирует гнезда до 0,8-1,0 мм содержащие включения молибденита (рисунки 6,7). Отмечено замещение халькопирита вторичными сульфидами меди борнитом размерами 0,005-0,15-0,25 мм (рисунки 10, 11).

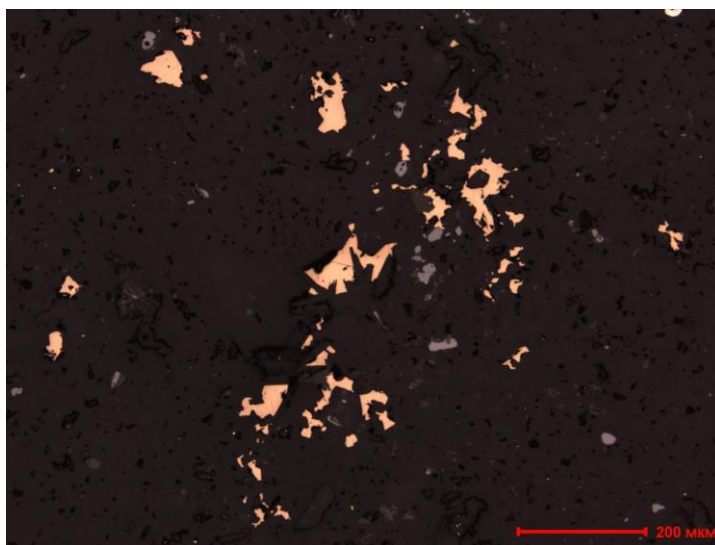


Рисунок 4 – Аншлиф. Неравномерно-вкрапленная структура халькопирита (желтое), сфалерита (серое). Ув. 100

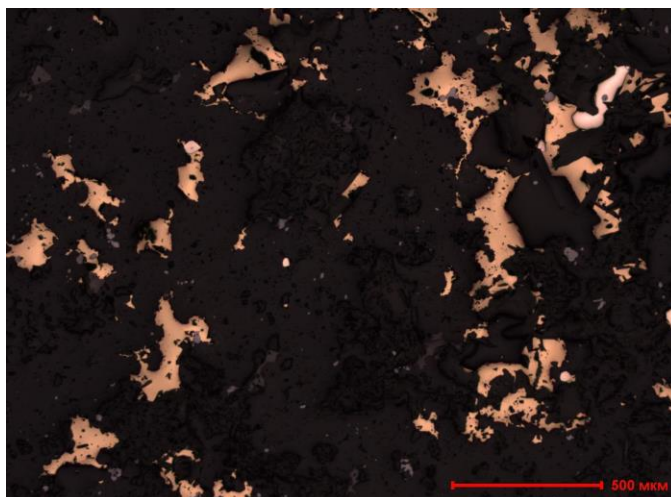


Рисунок 5 – Аншлиф. Вкрапленная структура халькопирита (желтое) с включениями сфалерита (серое), приростками пирита (светло-желтое). Ув. 50

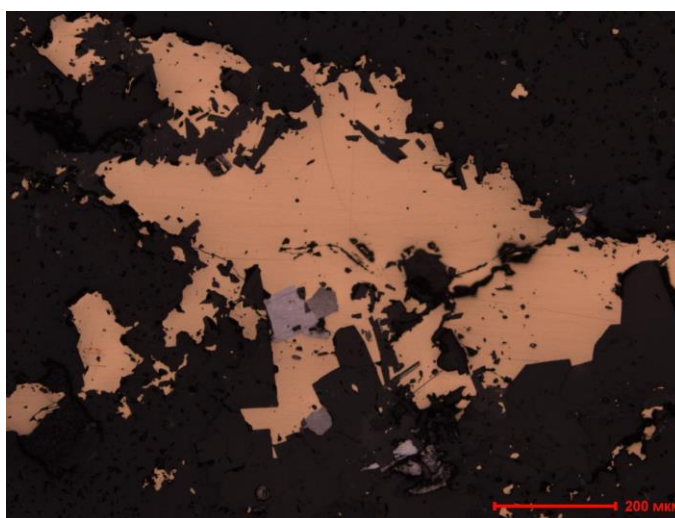


Рисунок 6 – Аншлиф. Включение молибденита (серое) в халькопирите (желтое). Ув. 100

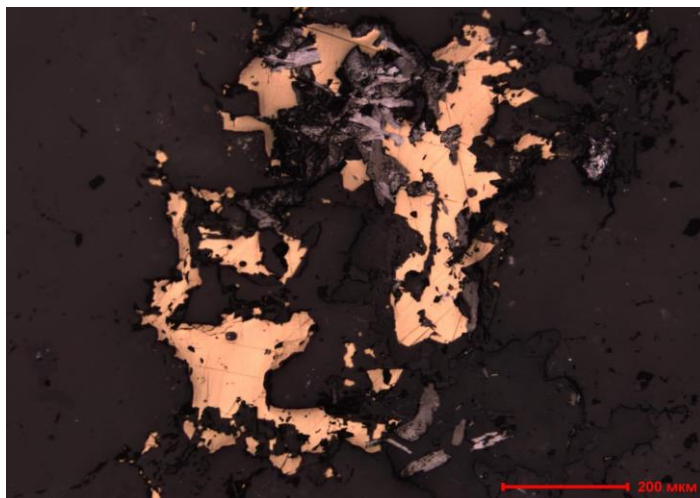


Рисунок 7 – Аншлиф. Гнездо халькопирита (желтое) с включениями пластинок молибденита (серое). Ув. 100

Молибденит встречается в виде отдельных чешуек (рисунок 8), а также в сростках с халькопиритом в виде агрегатов, гнезд с различным соотношением минералов.



Рисунок 8 – Аншлиф. Чешуйки молибденита. Ув. 100

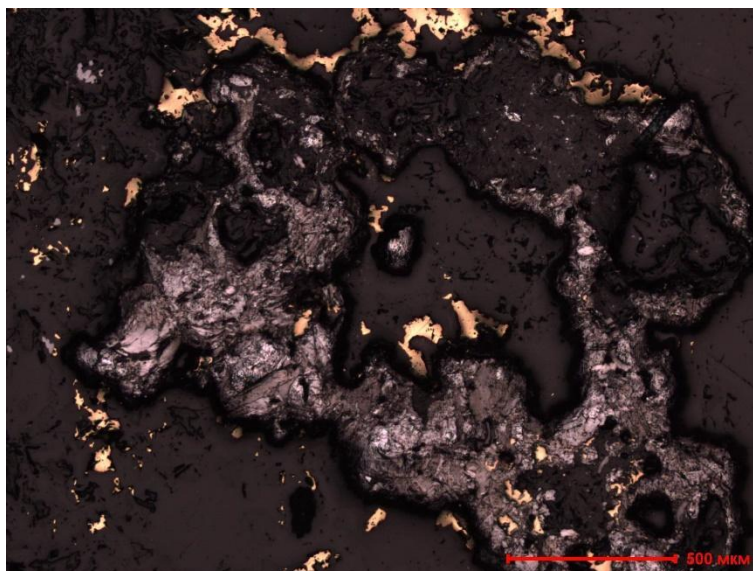


Рисунок 9 – Аншлиф. Гнездо молибденита (серое) с включениями халькопирита (желтое). Ув. 50

Пирит в пробе представлен зернами со сглаженными контурами а также с 2-3 кристаллографическими гранями. Отмечаются прерывистые прожилки пирита мощностью 1-3 мм и длиной до 10 мм содержащие тонкие прожилки халькопирита мощностью 0,001-0,005 мм (рисунок 9). Пирит со сглаженными контурами образует сростки, скопления зерен содержащие редкие включения халькопирита 0,005-0,04 мм, сфалерита 0,005-0,075 мм

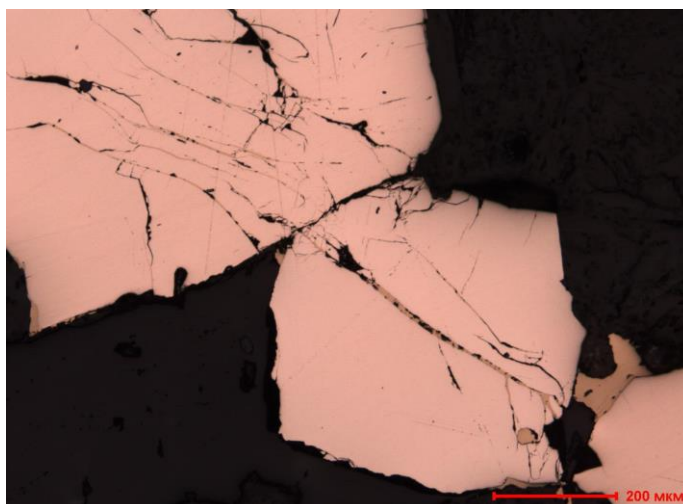


Рисунок 10 – Аншлиф. Прожилки халькопирита (желтое) в пирите (светло-желтое). Ув. 100

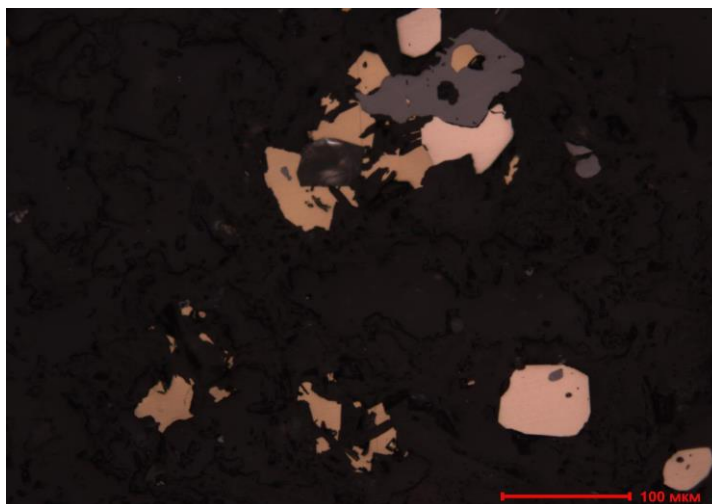


Рисунок 11 – Аншлиф. Сrostки халькопирита (желтое), сфалерита (серое), пирита (светло-желтое); включение сфалерита (серое) в пирите. Ув. 200

В заключение минералогического описания приводятся результаты рентгенодифрактометрического анализа, выполненные на дифрактометре D8-ADVANCE фирмы BRUKER. Результаты анализа отражены в дифрактограмме, приведенной на рисунке 12, а перечень основных минеральных комплексов и их состав приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Перечень основных минеральных комплексов, выявленных дифрактометрическим анализом, и их состав

Наименование минералов и комплексов на их основе	Состав
Кварц	SiO_2
Альбит	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$
Клинохлор	$(\text{Mg}, \text{Al}, \text{Fe})_6 \cdot (\text{Si}, \text{Al})_4 \text{O}_{10} (\text{OH})_8$
Ортоклаз	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{K}_2\text{O} \cdot 6\text{SiO}_2$
Пирит	FeS_2
Халькопирит	CuFeS_2
Мусковит	$\text{KAl}_3\text{Si}_3\text{H}_2\text{O}_{12}$

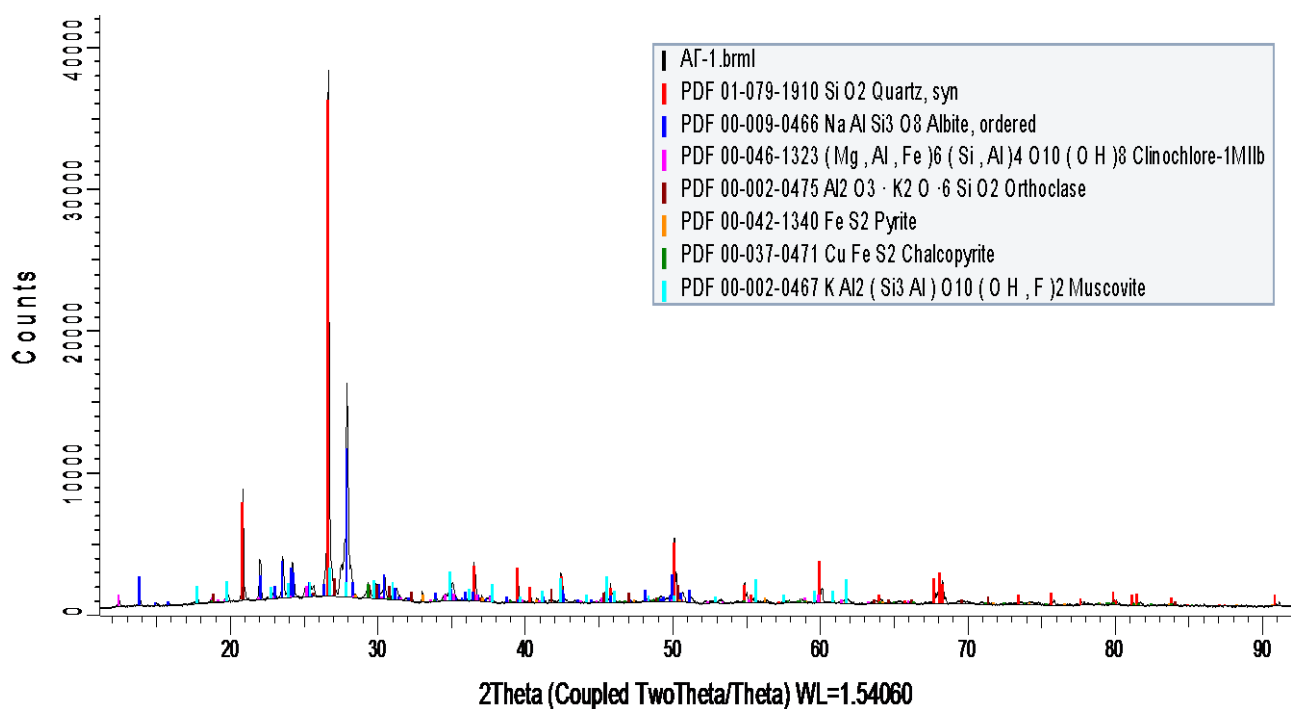


Рисунок 12 – Дифрактограмма пробы АГ-1

Проба медной руды месторождения Актогай относится к сульфидным рудам, так как по результатам весового фазового анализа содержание меди в первичной сульфидной форме составляет 78,5 % относительных и 21,5% окисленной медью.

Кроме меди, содержащейся в руде около 0,62 %, к извлекаемым компонентам можно отнести молибден при содержании в руде на уровне 0,016 %, золото 0,09 г/т и серебро 1,4 г/т.

Содержание последних трех попутных компонентов является очень низким, что может создать трудные условия для достижения качественных и количественных показателей обогащения по этим компонентам.

Вмещающие породы сильно метаморфизованные, преимущественно кварц-полевошпатового состава, с неравномерным оруденением.

Рудные минералы по мере убывания представлены пиритом, халькопиритом, молибденитом, сфалеритом, баритом, гематитом и лейкоксеном.

Основной извлекаемый рудный минерал – халькопирит – образует неравномерную вкрапленность размером от 5 мкм до 500 мкм и совместно со сфалеритом и молибденитом формирует гнезда размером до 1 мм. Встречаются и отдельные чешуйки молибденита во вмещающих породах вне гнездовых образований рудных минералов.

Пирит представлен зернами и прожилками размером от 0,05 до 1 мм вместе с другими рудными минералами: халькопирита 5-40 мкм, сфалерита 5-75 мкм.

Сфалерит встречается в ассоциации с халькопиритом размером 10-20 мкм, реже до 5 мкм.

2.3 Краткая характеристика и описание исследуемых реагентов компании Solvay и Basf

Используемый на фабрике базовый вспениватель представляет собой смесь спиртовых и гликольных вспенивателей и предназначен для флотации грубозернистого материала и в особенности при использовании большеобъемных флотомашин при флотации сульфидных руд.

При использовании на текущей сульфидной руде наблюдается слишком устойчивая пена, которая не разрушается долгое время, что создает в дальнейшем проблемы на участках обезвоживания, также базовый вспениватель не селективен по отношению к пириту.

В свое время предусмотрена вероятность изменения условий флотации в виду переходного периода руды характерного для всех новых рудников. Ввиду изменения фазового состава руды были исследованы новые реагенты вспениватели компании Basf и Solvay. Ниже на рисунке 13 можно увидеть ряд реагентов, которые были выбраны для тестирования на флотации Актогайской медно-молибденовой руды. Параметры селективности и устойчивости пены используемых реагентов обратно пропорциональны.

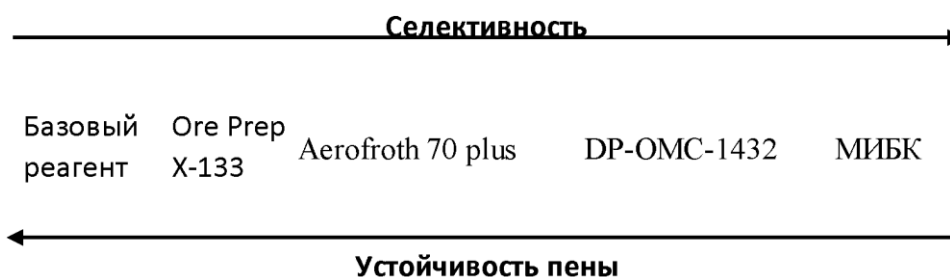


Рисунок 13 – Испытуемые реагенты вспениватели на Актогайской медно-молибденовой руде

Следующие вспениватели предлагаемые компаниями Solvay и Basf очень широко используются и практически полностью удовлетворяют любым требованиям флотации медно-молибденовых руд. Для каждого вспенивателя даются относительно подробные рекомендации. Эти рекомендации основываются на практическом опыте и должны использоваться только как руководство при выборе вспенивателя для испытания.

Вспениватель AEROFROTH 65 Полигликоль, которая проявляет стойкость и живучесть в циклах флотации. Вспениватель AEROFROTH 65 широко используется по всему миру на многих производствах, которые обогащаются в пенной флотации, где нужно обеспечить низкий расход пены.

Вспениватель OREPREP F-507 Водорастворимая полигликоль,

состоящая из смеси трех неодинаковых молекулярных масс, чтобы обеспечить широкий ряд допуска для различных типов руды и pH. Особенно эффективен в стандартных камерах флотации для флотации крупных частиц при высоком pH, а также в колонных флотационных камерах.

Вспениватель AEROFROTH 76 plus. Спиртовый вспениватель с низкой молекулярной массой используется в тех случаях, где важна селективность для загружаемого материала, содержащего высокий, а не нормальный процент мелких частиц. Его широко применяют во флотации меди.

Вспениватель AEROFROTH 70 plus Вспениватель, который имеет широкий ряд использования во флотации разных типов схем. Рекомендуется использовать данный вспениватель, когда требуется использовать немного более устойчивый и непрерывно возобновляющийся вспениватель, по сравнению со вспенивателем AEROFROTH 76 plus или MIBC.

Вспениватель DM-OMC-1432 Вспениватель, который часто выбирают, если есть необходимость ускорить кинетику и снизить расход в схемах флотации сульфидов меди, по сравнению с другими спиртовыми вспенивателями. Вспениватель DM-OMC-1432 был отмечен за более мгновенную флотацию минералов в первом ряду флотационных стандартных ваннах, в циклах основной флотации и за улучшение извлечения, если операторы выполняют свои функции при удалении пены.

Вспениватель OREPREP X-131 предназначен для использования без потери операционного контроля, что часто происходит в случае использования большинства приготовленных вспенивателей, которые разработаны как более сильные реагенты, считается самым лучшим компромиссным вспенивателем для использования в среде с высоким pH для флотации оксидной меди, с частицами крупностью от средних до крупных в загрузочном материале в фазе основной флотации, с высоким содержанием твердых частиц. Этот вспениватель особенно был отмечен за использование на крупных установках для сульфидной флотации в среде с высоким pH, где содержится менее 60 % оборотной воды из флотационных процессов.

Вспениватель OREPREP X-133 Вспениватель, который используется в таких же условиях как и вспениватель OREPREP X-131, за исключением, когда скорость загрузки материала увеличивается больше расчетной и требуется еще увеличить кинетику, не изменяя концентрацию, которая приблизительно немного меньше, чем для вспенивателя OREPREP X-131.

3 Исследования по применению новых реагентов вспенивателей в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в лабораторных условиях

3.1 Определение оптимальной крупности измельчения руды в цикле флотации

Технологические испытания по определению оптимальной крупности измельчения руды месторождения Актогай проводились на лабораторной шаровой мельнице с поворотной осью размером 250 · 150 мм при соотношении Т:Ж:Ш=1:0,7:12. Вес исходной навески 1 кг по сухому весу, плотность пульпы 60 % твердого. Рабочий объем мельницы 8 л. Измельчение руды проводилось в постоянных условиях при разном времени измельчения: 5, 10, 15 и 30 минут.

Изменение гранулометрического состава руды при разном времени измельчения с определением содержания основных компонентов и распределения их по классам крупности приведены в таблице 15.

Для достижения крупности измельчения до 60 % класса -0,074 мм на сульфидных рудах Актогая 9,5 минут. Такая же разница наблюдается и при более тонком измельчении до 80 % класса -0,074 мм. Следовательно, удельная производительность мельниц в первом случае при измельчении руд Актогая будет составлять 63 %, а во втором случае (при измельчении до 80 % по классу -0,074 мм) будет составлять 75 %, т.е. более предпочтительный вариант.

Содержания полезных компонентов по классам крупности повышаются при переходе от крупных классов к тонким из-за избирательного измельчения рудных минералов, представленных сульфидными минералами – более хрупкими, чем вмещающие породы.

Таблица 11 – Изменение гранулометрического состава руды месторождения Актогай при разном времени измельчения

Классы, мм	Выход%	Содержание, % (г/т)				Извлечение, %			
		Cu	Au	Ag	Fe	Cu	Au	Ag	Fe
1. Время измельчения 5 минут до 42,5 % класса -0,074 мм									
+0,315	18,8	0,38	0,06	0,52	2,36	11,3	12,5	6,9	13,4
-0,315 +0,2	10,5	0,39	0,058	0,59	2,54	6,5	6,8	4,3	8,1
-0,2 +0,1	22,1	0,53	0,069	0,90	3,51	18,6	16,9	14,1	23,5
-0,1 +0,074	6,2	0,82	0,065	1,56	4,31	8,1	4,5	6,8	8,1
-0,074 +0,044	6,7	0,82	0,14	1,66	3,56	8,7	10,4	7,9	7,2
-0,044 +0,020	12,2	0,88	0,13	1,97	3,29	17,0	17,6	17,0	12,2
-0,020	23,5	0,80	0,12	2,58	3,86	29,8	31,3	43,0	27,5
Исходная руда	100,0	0,63	0,090	1,41	3,30	100,0	100,0	100,0	100,0
2. Время измельчения 10 минут до 66,0 % класса -0,074 мм									
+0,315	2,3	0,44	0,05	0,57	3,09	1,6	1,2	0,9	2,1
-0,315 +0,2	2,3	0,28	0,04	0,63	2,39	1,0	1,0	1,0	1,7
-0,2 +0,1	18,3	0,42	0,06	0,86	2,78	12,4	12,0	11,3	15,3

-0,1 +0,074	11,2	0,51	0,07	1,00	3,37	9,2	8,5	8,0	11,4
-0,074 +0,044	9,7	0,64	0,08	0,99	3,15	10,0	8,5	6,9	9,2
-0,044 +0,020	21,8	0,72	0,10	1,29	3,19	25,3	23,8	20,1	20,9
-0,020	34,4	0,73	0,12	2,10	3,80	40,5	45,0	51,8	39,4
Исходная руда	100,0	0,62	0,092	1,40	3,32	100,0	100,0	100,0	100,0
3. Время измельчения 15 минут до 82,1 % класса -0,074 мм									
+0,315	0,9	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,315 +0,2	0,2	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,2 +0,1	8,1	0,37	0,06	0,58	2,68	4,7	5,4	3,3	6,6
-0,1 + 0,074	8,7	0,53	0,06	0,66	3,25	7,3	5,8	4,1	8,5
-0,074 +0,044	11,0	0,59	0,07	0,97	2,92	10,3	8,5	7,6	9,7
-0,044 +0,020	27,0	0,67	0,09	1,40	3,08	28,7	26,8	26,9	25,1
-0,020	44,1	0,70	0,11	1,85	3,76	49,0	53,5	58,1	50,1
Исходная руда	100,0	0,63	0,091	1,40	3,31	100,0	100,0	100,0	100,0
4. Время измельчения 20 минут до 92,0 % класса -0,074 мм									
+0,315	0,8	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,315 +0,2	0,1	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,2 +0,1	2,5	0,41	0,04	0,61	3,31	1,6	1,1	1,1	2,5
-0,1 + 0,074	4,6	0,51	0,05	0,73	3,27	3,7	2,5	2,4	4,6
-0,074 +0,044	9,0	0,56	0,05	0,85	2,78	8,0	5,0	5,4	7,5
-0,044 +0,020	25,0	0,68	0,10	1,30	3,01	26,9	27,5	23,1	22,8
-0,020	58,0	0,65	0,10	1,65	3,56	59,8	63,9	68,0	62,6
Исходная руда	100,0	0,63	0,091	1,41	3,30	100,0	100,0	100,0	100,0
5. Время измельчения 30 минут до 97,5 % класса -0,074 мм									
+0,315	0,5	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,315 +0,2	0,1	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,2 +0,1	0,5	-	-	-	-	-	-	-	-
-0,1 +0,074	1,4	0,46	0,03	0,87	3,59	1,0	0,5	0,9	1,5
-0,074 +0,044	5,5	0,53	0,04	0,92	3,22	4,5	2,4	3,6	5,3
-0,044 +0,020	27,4	0,64	0,09	1,11	2,98	27,3	26,8	21,7	24,5
-0,020	64,6	0,67	0,10	1,60	3,54	67,2	70,3	73,8	68,7
Исходная руда	100,0	0,64	0,092	1,40	3,33	100,0	100,0	100,0	100,0

Основным компонентом рассматриваемой руды является медь: по простой схеме в открытом опыте получается кондиционный медный концентрат, уровень извлечения меди при переходе от грубого помола (55 % класса -0,074 мм) к тонкому растет до крупности измельчения 85 % класса -0,074 мм. Это значение является оптимальным, так как при более тонком помоле извлечение снижается с 89 % до 88,2 % за счет переизмельчения и ошламования халькопиритом. В оптимальных условиях достигается наименьшее значение содержания меди в хвостах флотации 0,044 %. Минимальное содержание молибдена в хвостах флотации (0,0089 %) наблюдается при измельчении до 75 % класса -0,074 мм.

Таблица 12– Технологические показатели при разной крупности измельчения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %					% класса -0,074 мм	Еоб по Cu, %
		Cu	Mo	Au	Ag	Fe	Cu	Mo	Au	Ag	Fe		
1. Измельчение 7 минут 30 секунд													
Медный к-т	3,0	17,20	0,16	0,75	26,0	17,22	82,2	29,4	23,9	55,2	15,4	55,0	79,2
П/пр переч.	2,1	1,19	0,10	0,15	6,17	6,35	4,0	12,9	3,3	9,2	4,0		
П/пр контр. фл.	1,3	0,84	0,021	0,22	5,57	12,27	1,7	1,7	3,0	5,1	4,8		
Σ промпродукт	3,4	1,056	0,0697	0,18	5,94	8,61	5,7	14,6	6,3	14,3	8,8		
Хвосты фл.	93,6	0,081	0,0098	0,07	0,46	2,71	12,1	56,0	69,8	30,5	75,8		
Исходная руда	100,0	0,628	0,0163	0,09	1,41	3,35	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
2. Измельчение 9 минут 40 секунд													
Медный к-т	2,5	20,90	0,188	0,88	32,4	18,09	83,8	29,4	25,6	57,4	13,5	65,0	81,3
П/пр переч.	2,7	1,09	0,069	0,19	5,17	5,03	4,7	11,7	6,0	9,9	4,1		
П/пр контр. фл.	1,6	0,63	0,052	0,17	4,95	9,63	1,6	5,2	3,2	5,6	4,6		
Σ промпродукт	4,3	0,919	0,0626	0,18	5,09	6,74	6,3	16,9	9,2	15,5	8,7		
Хвосты фл.	93,2	0,066	0,0092	0,06	0,41	2,80	9,9	53,7	65,2	27,1	77,8		
Исходная	100,0	0,624	0,016	0,09	1,41	3,35	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
3. Измельчение 12 минут 30 секунд													
Медный к-т	2,6	21,20	0,186	0,98	31,7	17,95	87,8	30,3	28,0	58,9	13,9		
П/пр переч.	2,6	0,73	0,089	0,26	4,56	5,08	3,0	14,5	7,4	8,5	3,9		
П/пр контр.	1,4	0,64	0,036	0,20	5,20	9,44	1,4	3,1	3,1	5,2	3,9		

промпродукт	4,0	0,699	0,0703	0,24	4,78	6,61	4,4	17,6	10,5	13,7	7,8	75,0	85,2
Хвосты фл.	93,4	0,052	0,0089	0,06	0,41	2,81	7,8	52,1	61,5	27,4	78,3		
Исходная руда	100,0	0,628	0,016	0,09	1,40	3,36	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
4. Измельчение 16 минут 30 секунд													
Медный к-т	2,7	20,61	0,181	0,99	31,6	17,59	89,0	30,2	29,4	60,1	13,8		
П/пр переч.	2,7	0,66	0,078	0,15	3,50	4,56	3,0	13,4	4,6	6,9	3,7		
П/пр контр. фл.	2,3	0,43	0,036	0,20	4,30	9,79	1,6	5,1	5,1	7,0	6,6		
промпродукт	5,0	0,556	0,059	0,17	3,86	6,92	4,6	18,5	9,7	13,9	10,3	85,0	86,3
Хвосты фл.	92,3	0,044	0,0090	0,06	0,40	2,82	6,4	51,3	60,9	26,0	75,9		
Исходная руда	100,0	0,625	0,0162	0,09	1,42	3,43	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
5. Измельчение 19 минут 40 секунд													
Медный к-т	2,7	20,52	0,180	1,00	31,2	17,22	88,2	30,1	28,8	59,6	13,7		
П/пр переч.	4,1	0,52	0,053	0,15	3,02	4,21	3,4	13,4	6,6	8,8	5,1		
П/пр контр.	3,1	0,34	0,033	0,21	3,36	7,58	1,7	6,3	6,9	7,4	6,9		
Σ промпродукт	7,2	0,443	0,0443	0,18	3,17	5,66	5,1	19,7	13,5	16,2	12,0	90,0	85,5
Хвосты фл.	90,1	0,047	0,0090	0,06	0,38	2,80	6,7	50,2	57,7	24,2	74,3		
Исходная руда	100,0	0,628	0,0162	0,09	1,41	3,40	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		

Таким образом, рациональный уровень крупности измельчения руды колеблется по содержанию класса -0,074 мм от 65 % по благородным металлам до 85 % по меди. Для определения оптимального значения крупности измельчения были определены средние суммарные безвозвратные потери товарных компонентов с отвальными хвостами. Результаты приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Суммарные потери меди, молибдена с отвальными хвостами

Крупность измельчения, % класса-0,074 мм	Потери металлов с отвальными хвостами	
	Медь	Молибден
55	12,1	56
65	9,9	53,7
75	7,8	52,1
85	6,4	51,3
90	6,7	50,2
при 60 % расчетом	11	55

На основании приведенных данных считаем, что оптимальная крупность измельчения должна составлять 85 % класса -0,074 мм. При меньших значениях крупности измельчения возрастают безвозвратные потери всех металлов с отвальными хвостами, при более тонком измельчении начинают увеличиваться потери меди с отвальными хвостами.

3.2 Проведение сравнительных лабораторных испытаний реагентов-пенообразователей компании Solvay и Basf

На основании приведенных данных считаем, что оптимальная крупность измельчения должна составлять 85 % класса -0,074 мм. При меньших значениях крупности измельчения возрастают безвозвратные потери всех металлов с отвальными хвостами, при более тонком измельчении начинают увеличиваться потери меди с отвальными хвостами.

Основная цель данной работы – определить эффективность новых реагентов-вспенивателей компании Basf в сравнении с реагентами-вспенивателями компании Solvay в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения.

Первоначально оценка вспенивающей способности флотационных реагентов производится путем непосредственных опытов по флотации сульфидной руды с долей оксидной меди в лабораторных условиях.[3]

Проведена серия флотационных тестов в лабораторных условиях. Флотацию проводили в однокамерной машине FTM-100 с объемом камеры 3,5 л. Схема проведения тестовых флотационных испытаний в открытом цикле

включала в себя операции основной и контрольной флотации. Параметры в питании согласны проектным данным. Для активного реагирования реагентов при флотации проводили предварительную агитацию в 3 минуты. В качестве реагентов собирателей были использованы стандартные реагенты проектного назначения IPETC(первичный) на основную флотацию, SIBX(вторичный) на контрольную флотацию, pH пульпы аналогично обогатительной фабрике 9,5. После образования пены на поверхности производили сьем с частотой 5 секунд. Время проведения флотации на основной было 4 минуты и на контрольной флотации 10 минут.

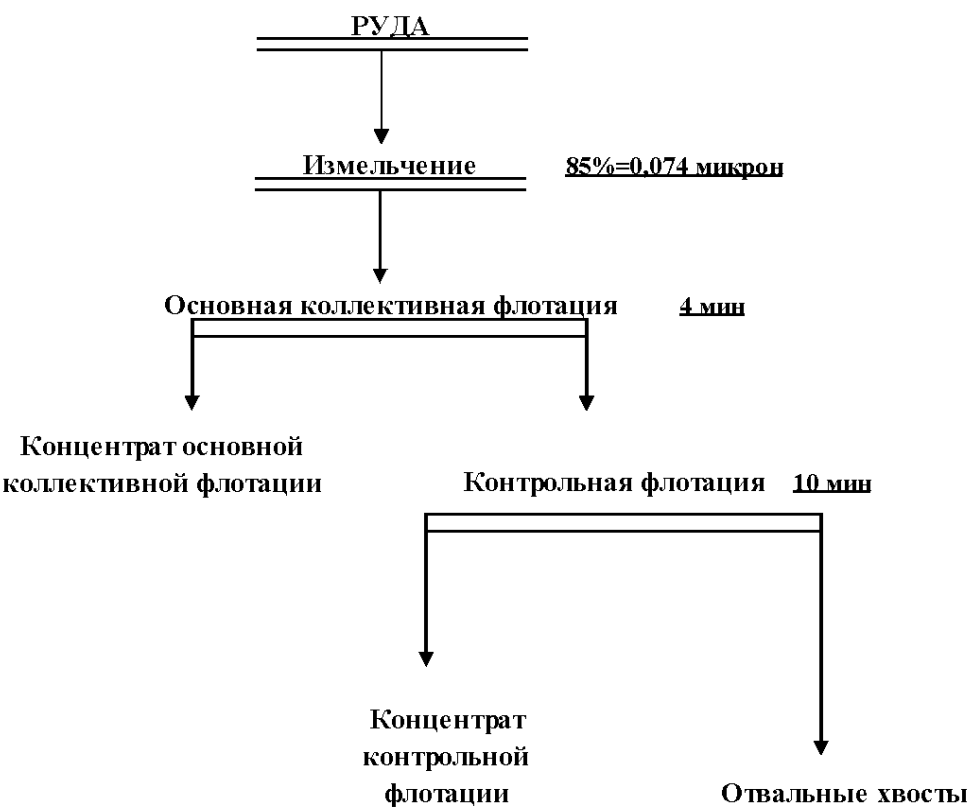


Рисунок 14 - Схема проведения испытаний

Таблица 14 – Условия проведения испытаний новых вспенивателей

Флотация	180 μ, %	Плотнос ть, %	Питани е, %	Время флотаци и, мин	Расход реагентов, г/т		
					IPTEC (первичн ый собирател ь)	SIBX (вторичн ый собирател ь)	Используем ый Вспенивате ль
Основная	85	34	0,496	4	7	-	-
Контрольн ая				10	-	10	-

Расход нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133, по сравнению с базовым реагентом, снижается с 30 до 15 г/т, в связи со сложным химическим составом из спиртов, состоящий из кротонового альдегида – 45-50%, ацетон – 25-35%, ацетальдегид – 0,6-1%, вода – 15-20%, а также этиловый и изоамиловый спирты. Расход реагентов собирателей был дозирован аналогично обогащательной фабрике.

Исходные данные для проведения лабораторных испытаний:

Таблица 15 – Данные по химическому анализу питания основной коллективной флотации

наименование	плотность	pH	180 мкм	p80	Cu	Fe	Mo	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	S
Пит. фл.	33	9	83,5	165	0,6	2,3	0,01	14,8	1,92	1,3	62,9	1,34

Согласно фазовому анализу в руде медь на 58,7% представлена первичными сульфидными минералами меди и на 24,2% вторичными минералами и 17,1% окисленными минералами меди.

Таблица 16 – Результаты испытаний новых реагентов вспенивателей в сравнении с базовым реагентом

Тип вспенивателя	Общий Выход, %	Cu Извлечение, %	Mo Извлечение, %	Cu в питании, %	Mo в питании, %	Эффективность обогащения по Cu, %
Базовый реагент Solvay	11,2	87,7	75,0	0,54	0,065	76,6
X-133 Basf	11,9	89,4	76,5	0,55	0,073	77,8
Aerofroth 70 plus Solvay	11,6	87,4	74,7	0,53	0,067	76,0
МИБК	11,3	86,2	74,3	0,51	0,080	76,4
DP-OMC-1432 Basf	10,9	86,6	71,8	0,55	0,069	76,1

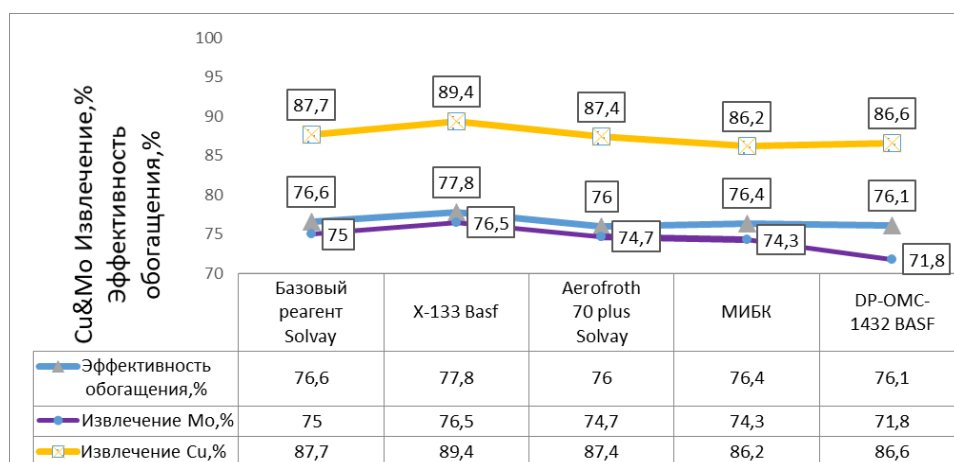


Рисунок 15 – Результаты влияния различных реагентов-вспенивателей на эффективность обогащения

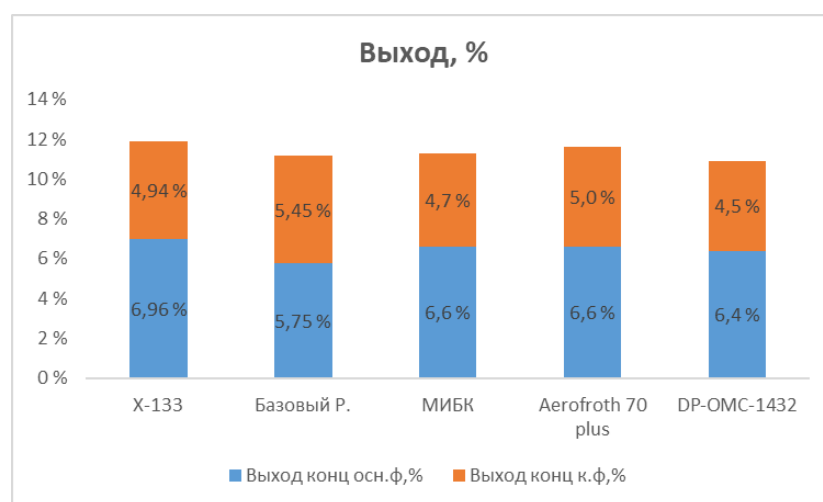


Рисунок 16 – Результаты влияния различных реагентов-вспенивателей на выход меди

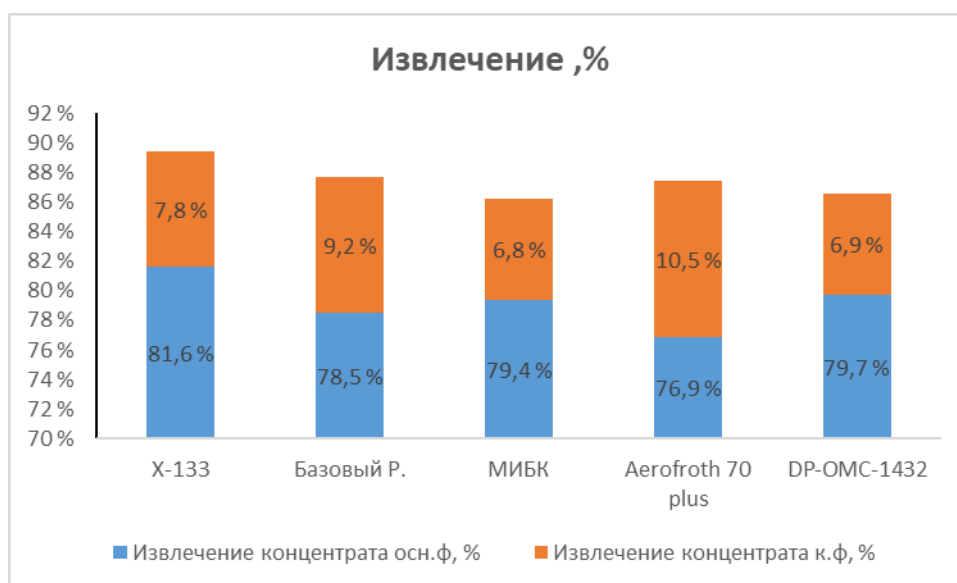


Рисунок 17 – Извлечение меди в черновой концентрат

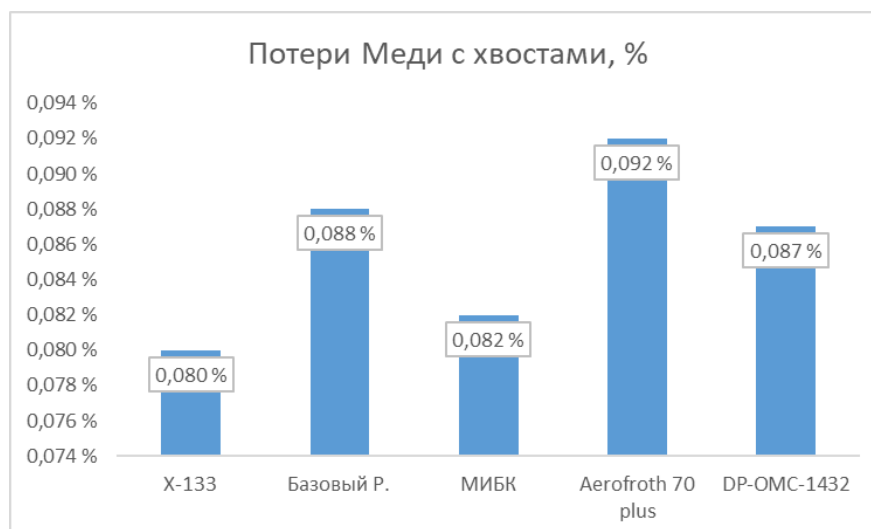


Рисунок 18 – Потери меди с хвостами

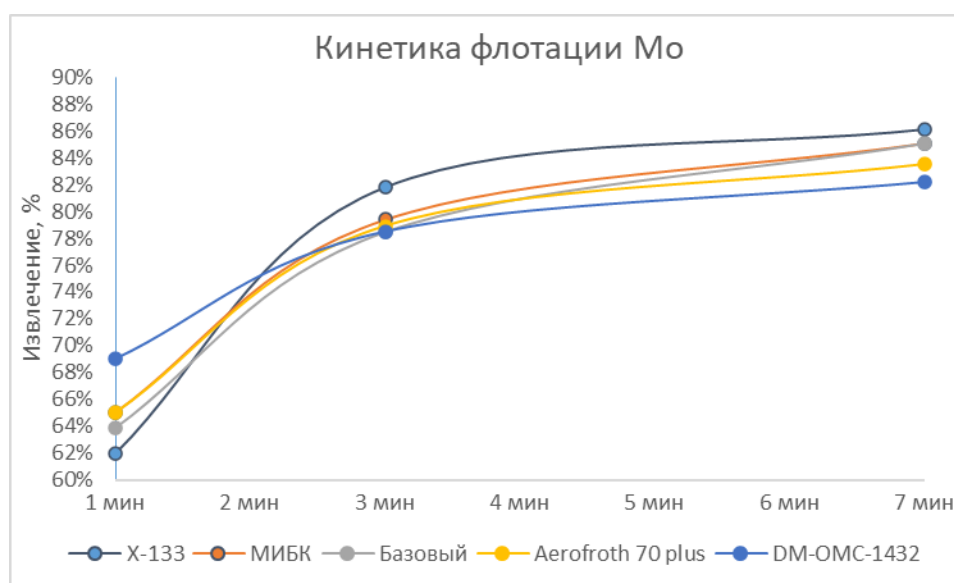
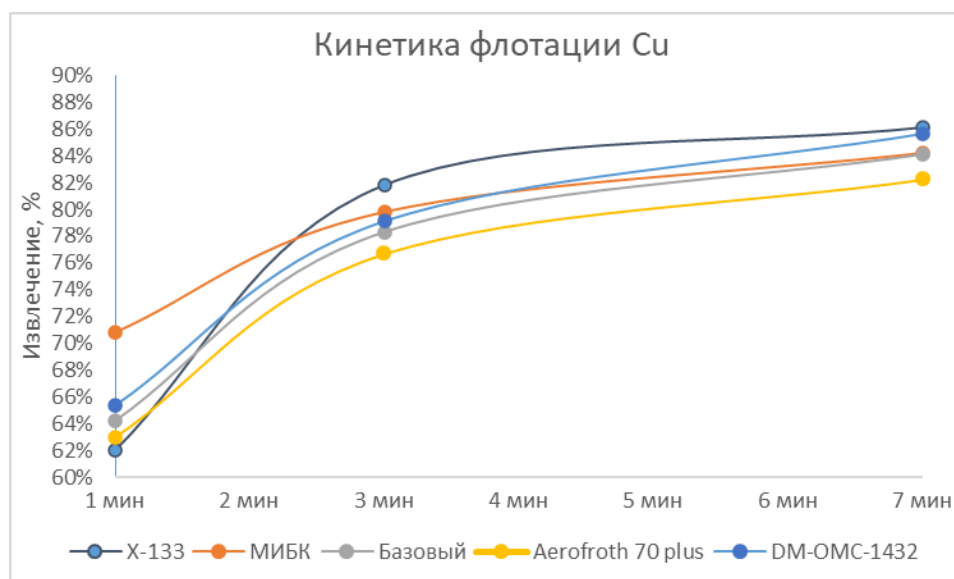


Рисунок 19 – Кинетика флотации меди и молибдена

По кинетике флотации меди худшие результаты получены при использовании реагента Aerofroth 70 plus, остальные реагенты показали близкие результаты.

По кинетике флотации молибдена худшие результаты получены при использовании реагента Aerofroth 70 plus и DM-OMC-1432.

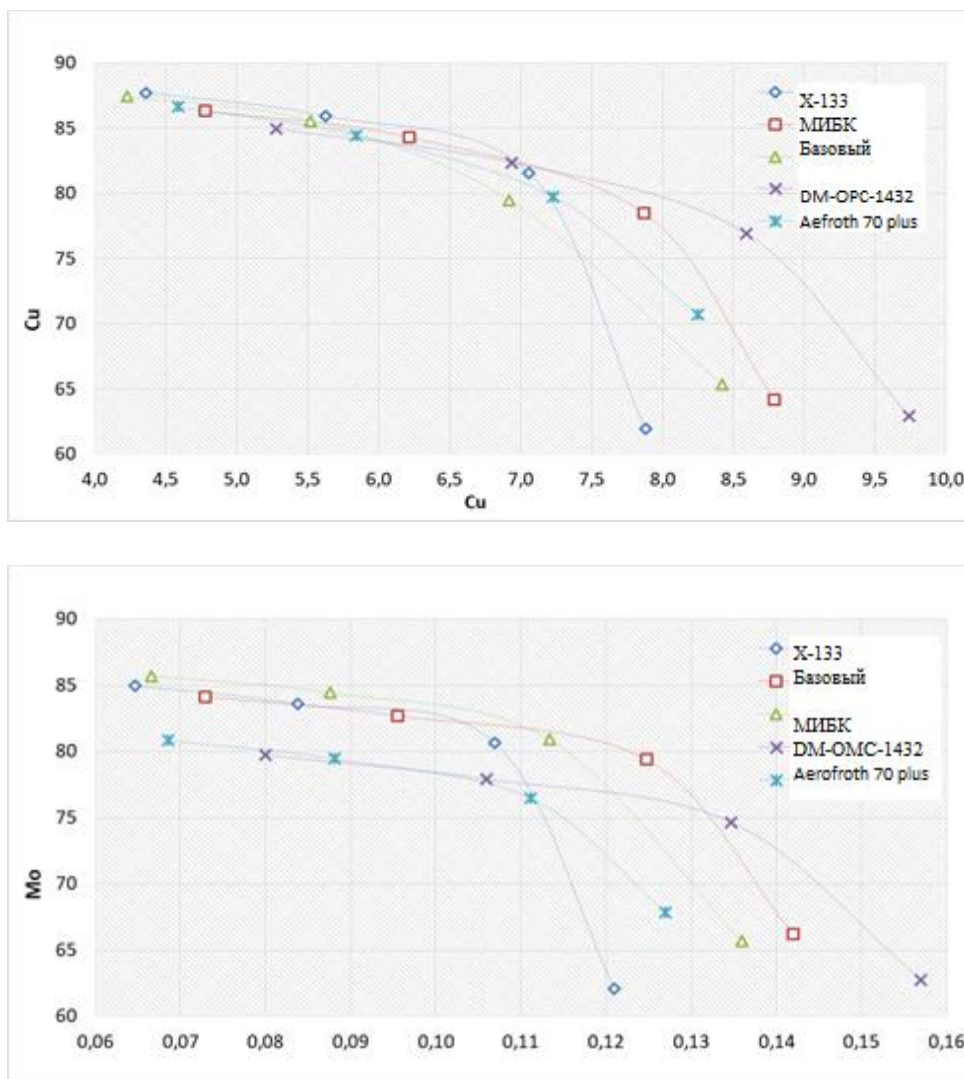


Рисунок 20 – Кривые обогатимости

Выводы к 3 главе:

По результатам лабораторных флотационных тестов (в операциях основной и контрольной флотаций) при использовании вышеуказанных вспенивателей получены следующие результаты:

- применение X-133 в операции основной флотации позволило получить извлечение меди в концентрат 81,6 % при содержании меди 7,1 % и выходе 6,96 %, а в операции контрольной флотации - извлечение меди 7,8%, при содержании меди 0,84 % и выходе 4,94 %;

-применение Базового реагента в операции основной флотации позволило получить извлечение меди в концентрат 78,5% при содержании меди 8,2 % и выходе 5,75 %, а в операции контрольной флотации - извлечение меди 9,2%, при содержании меди 0,97 % и выходе 5,45 %;

- применение МИБК в операции основной флотации позволило получить извлечение меди в концентрат 79,4 % при содержании меди 6,9 % и выходе 6,6 %, а в операции контрольной флотации - извлечение меди 6,8%, при содержании меди 0,9 % и выходе 4,7 %;

- применение Aerofroth 70 plus в операции основной флотации позволило получить извлечение меди в концентрат 76,9 % при содержании меди 8,6 % и выходе 6,6 %, а в операции контрольной флотации - извлечение меди 10,5 %, при содержании меди 0,93 % и выходе 5,0 %;

- применение DP-ОМС-1432 в операции основной флотации позволило получить извлечение меди в концентрат 79,7 % при содержании меди 7,2 % и выходе 6,4 %, а в операции контрольной флотации - извлечение меди 6,9 %, при содержании меди 0,9 % и выходе 4,5 %.

- По кинетике флотации меди худшие результаты получены при использовании реагента Aerofroth 70 plus, остальные реагенты показали близкие результаты.

- По кинетике флотации молибдена худшие результаты получены при использовании реагента Aerofroth 70 plus и DP-ОМС-1432.

- По кривым обогатимости можно сделать следующие выводы: кривые обогатимости по меди показали, что на первой минуте флотации хуже отработал Базовый реагент, при использовании DP-ОМС-1432 получены самые низкие результаты. Реагенты X-133, Aefroth 70 plus и МИБК показали практически одинаковые результаты.

- По молибдену худшие результаты получены с реагентами Aerofroth 70 plus и DP-ОМС-1432.

- При использовании вспенивателя X-133 извлечение меди в черновой концентрат получено выше, чем с остальными вспенивателями. По этой причине было принято решение о дальнейшем его промышленном испытании.

- Эффективность обогащения меди при использовании всех 5 вспенивателей практически одинаковая 76 – 76,6.

4 Исследования по применению новых реагентов вспенивателей в цикле основной и контрольной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в промышленных условиях

На основании проведенных лабораторных исследовательских работ были проведены промышленные испытания между двумя реагентами вспенивателями Х-133 и МИБК для сравнения эффективности в крупных объемах безостановочного процесса. Во внимание были приняты следующие факторы:

- Расход реагентов г/т;
- Технологические параметры обогащения;
- Слив на сгущении концентрата (% тв);
- Пенный фактор на основных насосах;
- Влияние остаточной концентрации;
- Работа перечистных операций.

Для объективной оценки работы вспенивателя Х-133 из всего списка используемых в лаборатории реагентов был выбран МИБК в качестве сравнения при одинаковых условиях флотации. Испытания проводились в течение четырех дней с 04.02.21 по 07.02.21 на цикле основной/контрольной флотации ОФ месторождения Актогай. Цель данного испытания – сравнить реагент Х-133 на работоспособность в больших объемах, проверить селективность меди по отношению к не сульфидным примесям и минералам и собрать данные основных технологических показателей для сравнения испытуемого в тех же условиях реагента МИБК.

МИБК и Х-133 подавались в отдельные линии, МИБК подавался на Линию 1 основной/контрольной флотации (Флотомашины-101-107), а Х-133 подавался на Линию 2 основной/контрольной флотации (Флотомашины-111-117).

В период испытаний на обогатительную фабрику поступала руда с исходным содержанием меди 0,5-0,6 % и средним фазовым составом: содержание окисленных форм меди – 18 %, вторичных сульфидных минералов – 21%, и первичных сульфидных минералов – 61 %. Ежедневная переработка в период составляла 3 177 – 3 506 т/ч.

Во время испытаний, средний расход МИБК составлял 19,8 г/т, что в 4,96 раза выше расхода Х-133 – 3,99 г/т.

Дозировка МИБК во время испытаний была в пределах 5-30 г/т, со средней дозировкой 19,8 г/т. Дозировка Х-133 была в пределах 1– 12,5 г/т, со средней дозировкой 4,0 г/т.

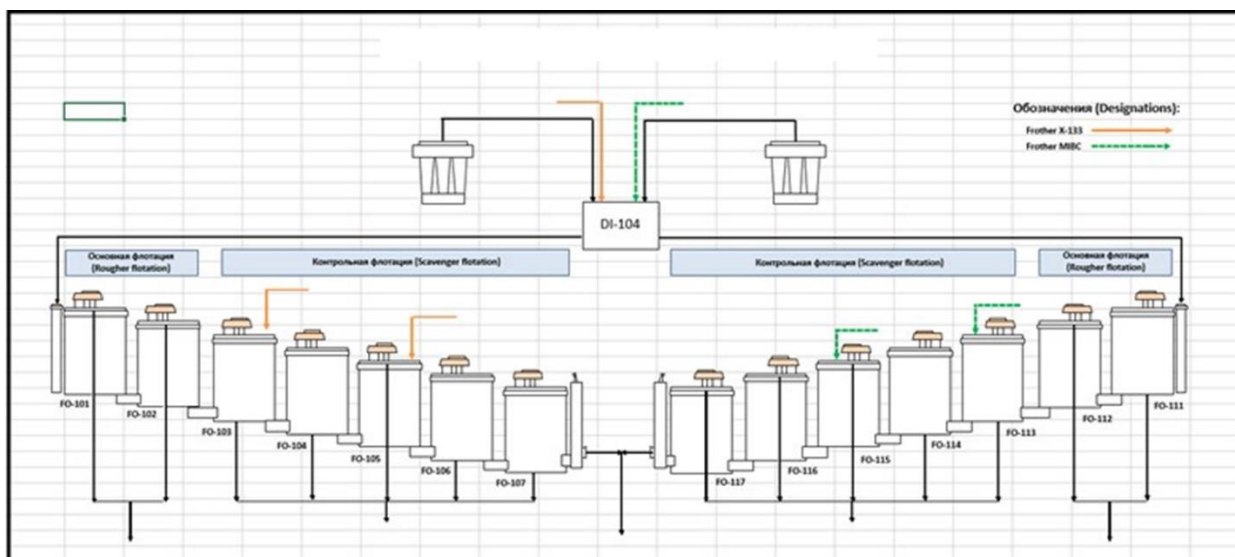


Рисунок 21 – Принципиальная схема проведения промышленного испытания

По первой линии основной/контрольной флотации (Флотомшины-101-107) подавался МИБК. По второй линии основной/контрольной (Флотомшины -111-117) X-133. В ходе испытания на фабрику поступала руда с окисленной долей меди со средним фазовым содержанием: окисленная медь 18%, первичные минералы меди 64%, вторичные минералы меди 21%. Во время испытаний замеренный расход воздуха на флотомашинах был стабилен.

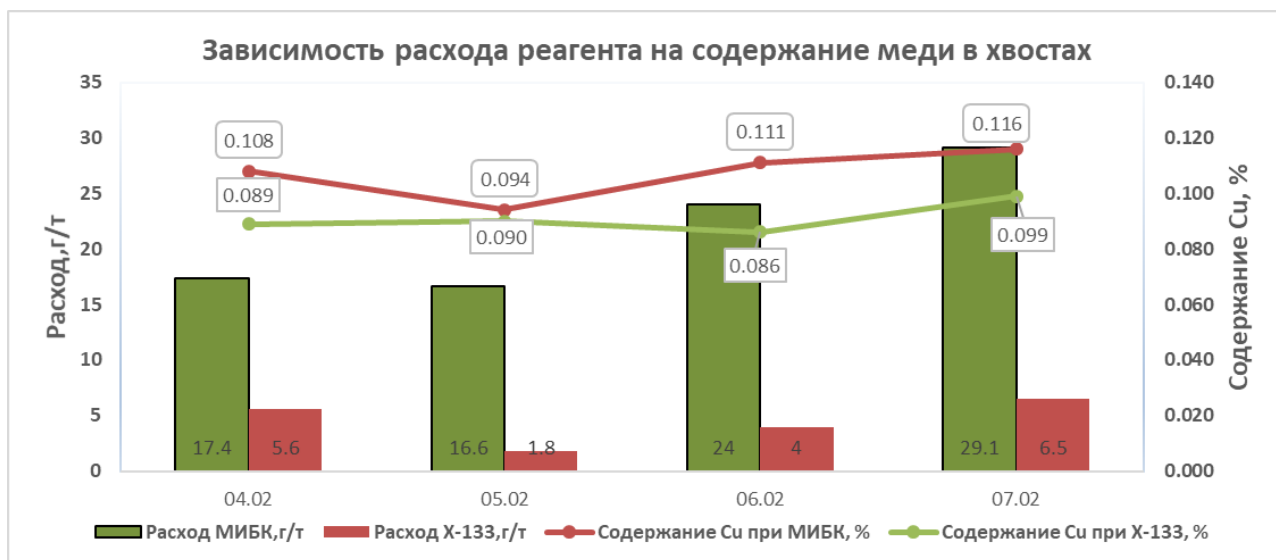


Рисунок 22 – Изменение содержания меди в хвостах

По результатам испытаний, содержание Cu в хвостах второй линии на которую дозировали X-133 ниже по сравнению с первой линией – 0,091 % на 6,7 %, чем на которую дозировали МИБК – 0,107 %.

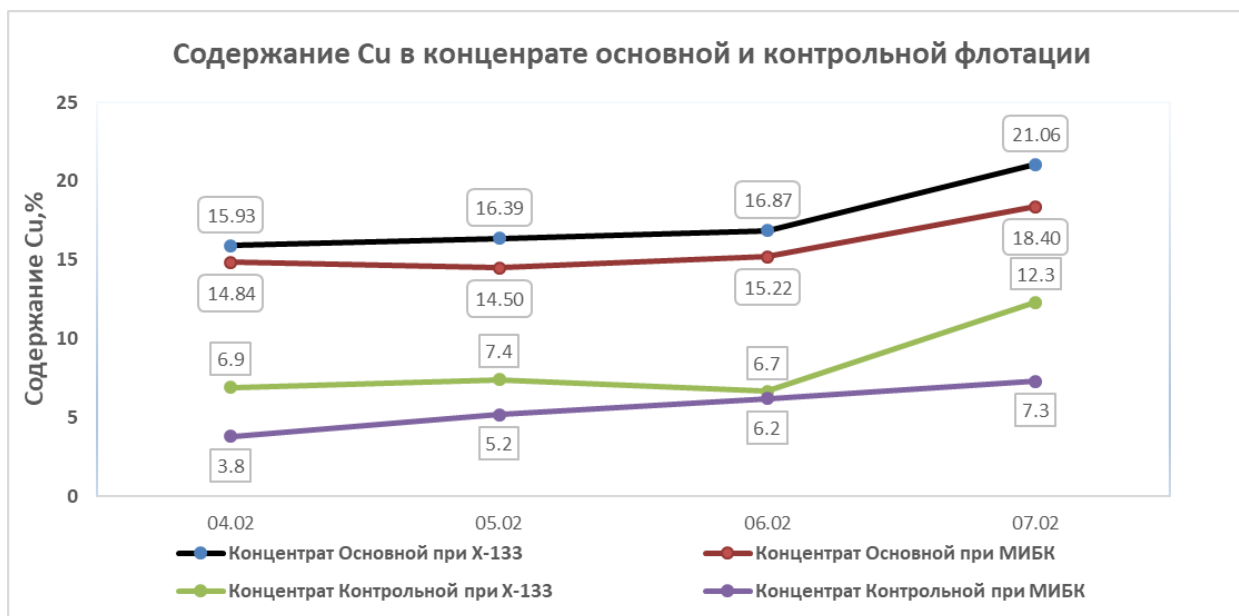


Рисунок 23 – Изменение содержания меди в концентрате основной и контрольной флотации

Содержание меди в концентрате основной флотации при использовании X-133 выше на 10% по сравнению с использованием МИБК.

Содержание меди в концентрате контрольной флотации 1-ой линии (МИБК) выше на 3 % по сравнению со второй линией (X-133) из-за меньшего выхода пенного продукта при дозировании МИБК.

Пенный фактор 1-ой (МИБК) и 2-ой (X-133) линии идентичен – 1.04(неустойчивая). Результаты замера пенного фактора контрольной флотации 1-ой линии (МИБК) выше показаний, полученных со 2-ой линии (X-133) 1.06 и 1.04 соответственно, то есть достаточное пенообразование достигается на последних камерах контрольной флотации, что указывает на слабое реагирование реагента с внешней средой.

X-133 попутно извлекает большее количество примесей в концентрат основной флотации SiO_2 на 23.3 % и Al_2O_3 на 16 %, в концентрат контрольной флотации SiO_2 на 75 % и Al_2O_3 на 84.8 % больше по сравнению с результатами химического состава концентратов, при дозировании МИБК.

По основной флотации ситовая характеристика не отличается. На контрольной флотации извлекаются более крупные частицы в концентрат при дозировании X-133, по результатам рассева: концентрат первой линии (МИБК) среднее P80–67.5 мкм; концентрат второй линии (X-133) среднее P80–90.75 мкм.

Извлечение меди и молибдена в концентрате выше в Линии 2 основной флотации, в которую добавлялся X-133, также на диаграммах видно, что при использовании X-133 в концентрат извлекаются более крупные частицы.

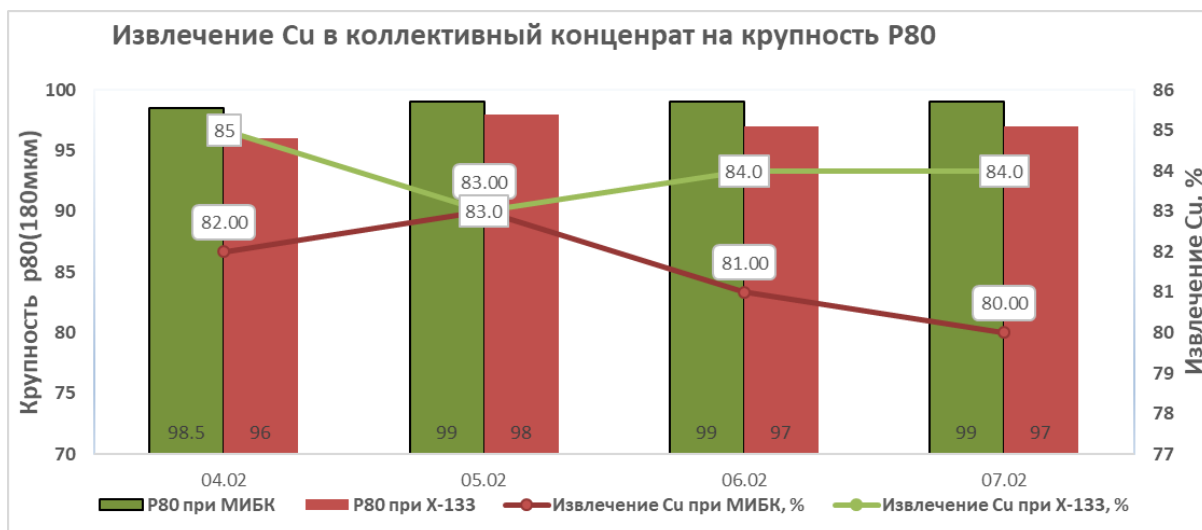


Рисунок 24 – Зависимость изменения извлечения меди к ситовой характеристике

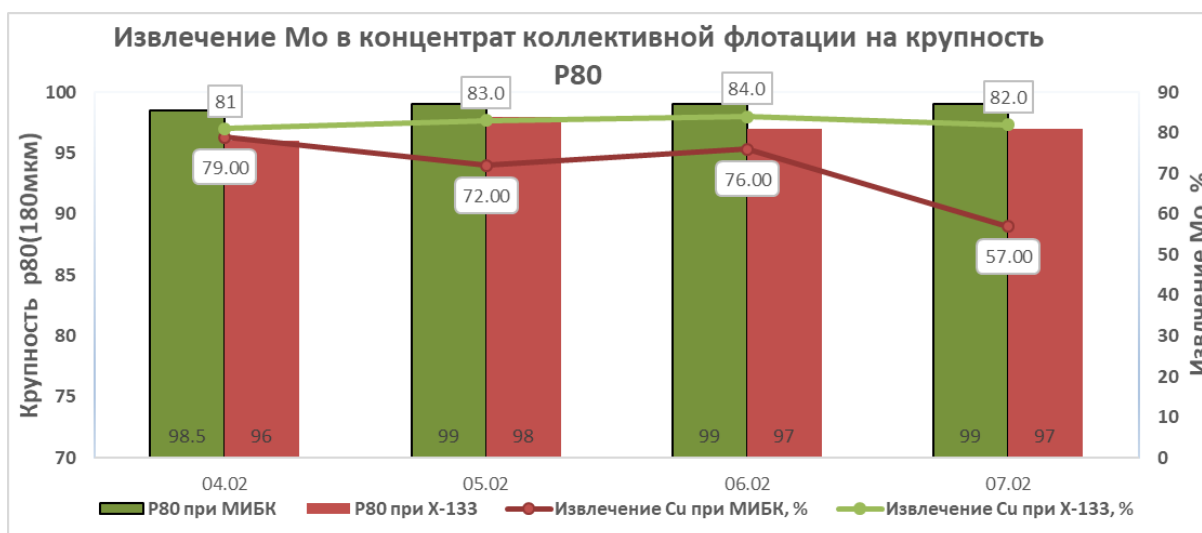


Рисунок 25 – Зависимость изменения извлечения молибдена к ситовой характеристике

Содержание меди в хвостах ниже на Линии 2, в которую добавлялся X-133. Несмотря на это, ситовой анализ показал, что материал содержал более крупные частицы в хвостах.

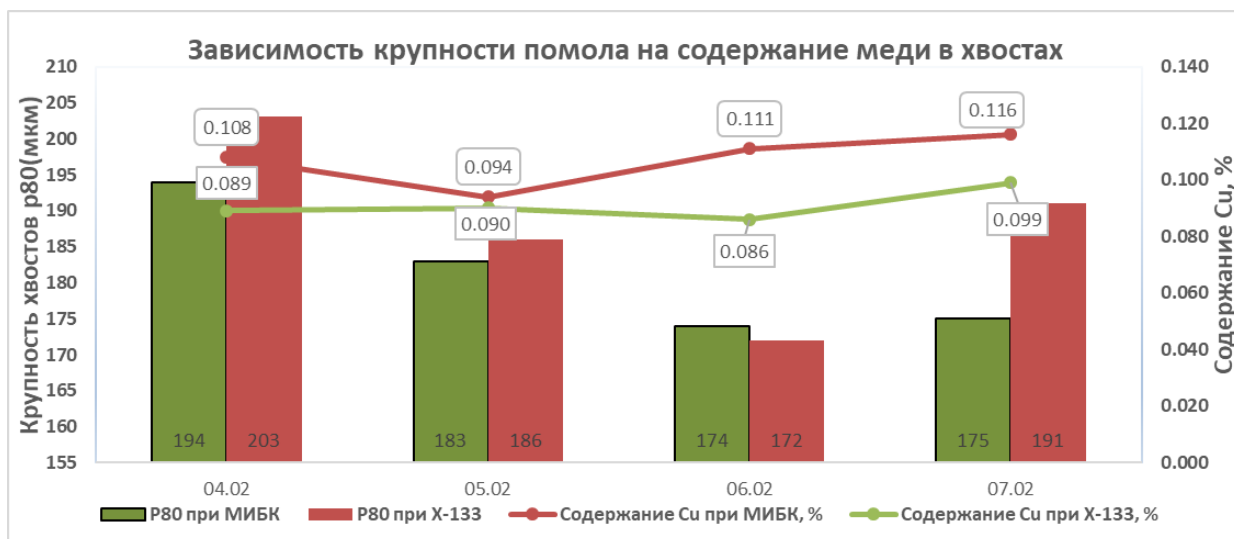


Рисунок 26 – Зависимость изменения содержания меди в хвостах от крупности помола

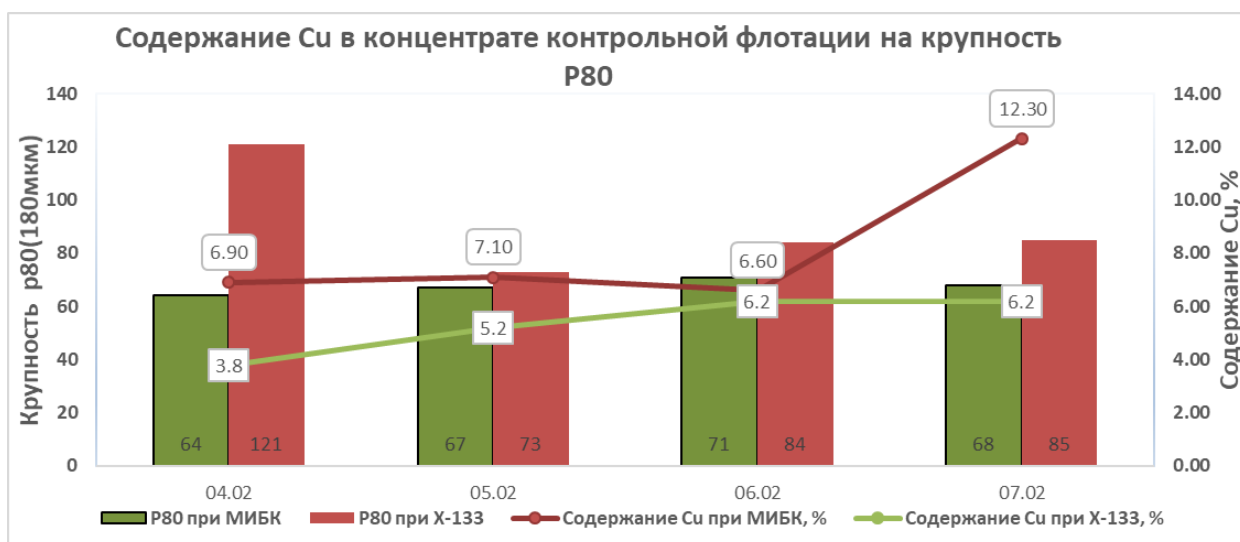


Рисунок 27 – зависимость изменения содержания меди в концентрате контрольной флотации от крупности помола

Было отмечено более высокое качество концентрата контрольной флотации получено при использовании МИБК. Данные результаты подтверждают визуальные наблюдения на площадке о том, что МИБК начинает работать лучше после цикла основной флотации.

Качество концентрата основной и контрольной флотации показывает почти схожие результаты, но на линии, на которую подавался X-133 извлекался более крупный материал.

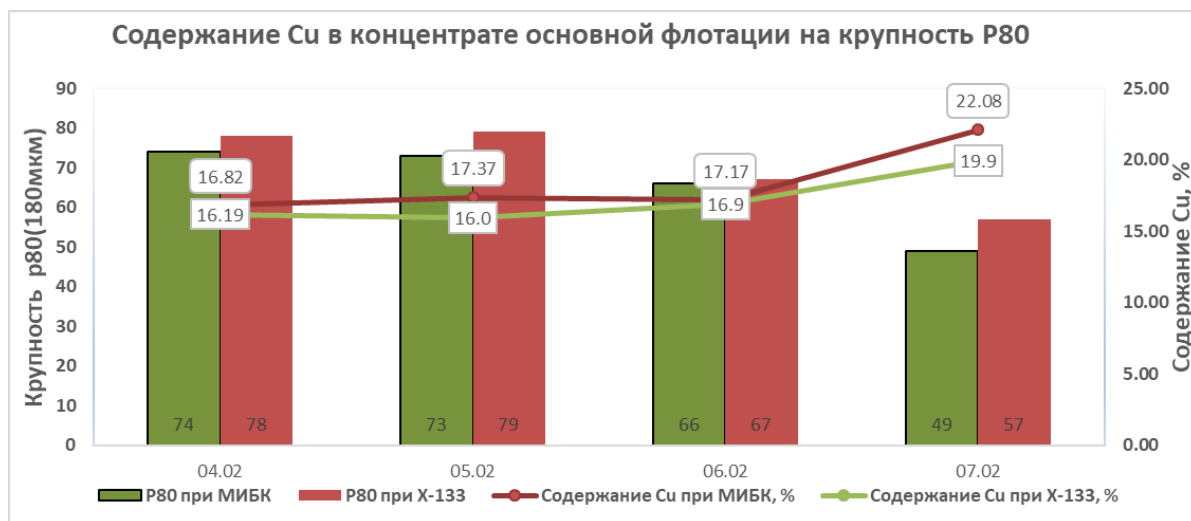


Рисунок 28 – Зависимость изменения содержания меди в концентрате основной флотации от крупности помола

Выводы к 4 главе:

По результатам промышленных испытаний реагента-вспенивателя МИБК получены следующие результаты:

- Качество концентрата основной флотации в среднем составило 17,56 %;
- Качество концентрата контрольной флотации в среднем составило 8,24%, среднее содержание меди в хвостах - 0,107 %;
- Ситовая характеристика в питании/концентрате P80–184 мкм. Визуально наблюдалось не достаточное пенообразование на основной флотации при увеличении дозировки, пенный продукт образовывался в достаточном количестве для достижения планового выхода только после основной флотации, отмечалась сниженная кинетика флотации;
- Средний расход МИБК за время проведения испытаний составил 19,8 г/т. Отмечалась повышенная чувствительность к уровню pH, при увеличении с 9,6 до 9,8 пенообразование снижалось, пена разрушалась, соответственно снижался выход концентрата с флотомашин основной-контрольной флотации.
- Содержание примесей в концентрате основной флотации при МИБК составляет: SiO₂–16.3%, Al₂O₃–4,39 %, в контрольной флотации SiO₂–16.8%, Al₂O₃–3.65%.
- Пенный фактор на основной флотации при дозировке МИБК составил 1,04;
- Пенный фактор на контрольной флотации при дозировке МИБК составил 1,06;

По результатам испытаний пенообразователя X-133 были получены следующие результаты:

- Качество концентрата основной флотации 15,73 %, качество концентрата контрольной флотации 5,63%, содержание меди в хвостах 0,091 %, ситовая характеристика в питании/концентрате P80–188 мкм.

- Визуально наблюдалось пенообразование на основной флотации, которое позволяет достигать целевого выхода пенного продукта.

- Не отмечалась чувствительность пенообразователя к уровню рН, при увеличении с 9,6 до 9,8. Выход концентрата с флотомашин основной-контрольной флотации был стабильным.

- Средний расход Х-133 за время проведения испытаний в среднем составил 3,99 г/т.

- Содержание примесей в концентрате основной флотации при использовании Х-133 составил: SiO₂–20.1%, Al₂O₃–5.1%, в контрольной флотации SiO₂–29.5%, Al₂O₃–6.7%.

- Пенный фактор основной флотации 2-ой линии (Х-133) составил 1.04;

- Пенный фактор контрольный флотации 2-ой линии (Х-133) составил 1,04.

Таким образом, результаты качества основной и контрольной флотации и разгруженность хвостов указывают на более высокий выход пенного продукта, что влияет на извлечение ценных компонентов при дозировании пенообразователя Х-133, который увеличивает кинетику флотации уже на основной флотации. Даже с не большим расходом, но также попутно извлекается больше примесей.

Выход, %	По твердому, т/ч	Содержание Cu, %	Извлечение, %
	Пульпа, м3/ч	% твердого	Станд.Извлечение, %

Питание коллективной флотации			
100	3379	0,567	100
	5884	42	100

Концентрат Основной Флотации			
2,7	92	14,96	71,6
	200	34	71,6

Хвосты Основной коллективной флотации			
97,3	3287	0,17	28,4
	5684	43	28,4

Количество металла Cu
17

Хвосты Контрольной Флотации			
95,4	3222	0,07	11,4
	5465	43	40,3

Концентрат Контрольной Флотации			
1,9	65	4,98	17
	219	30	59,7

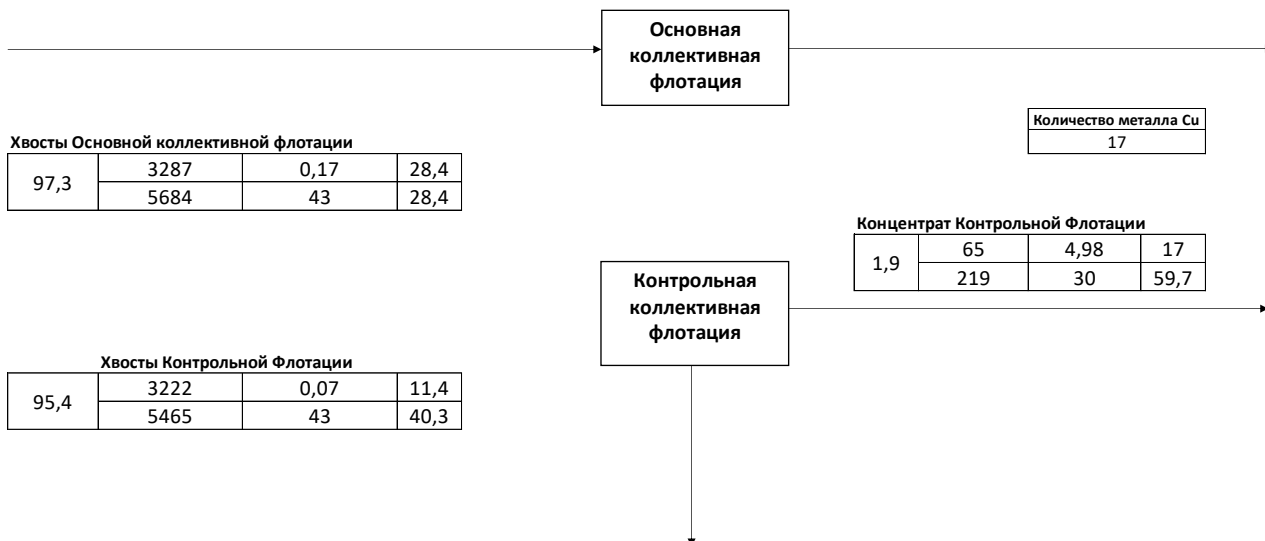


Рисунок 29 – Качественно-количественная схема узла основной и контрольной флотации с Х-133.

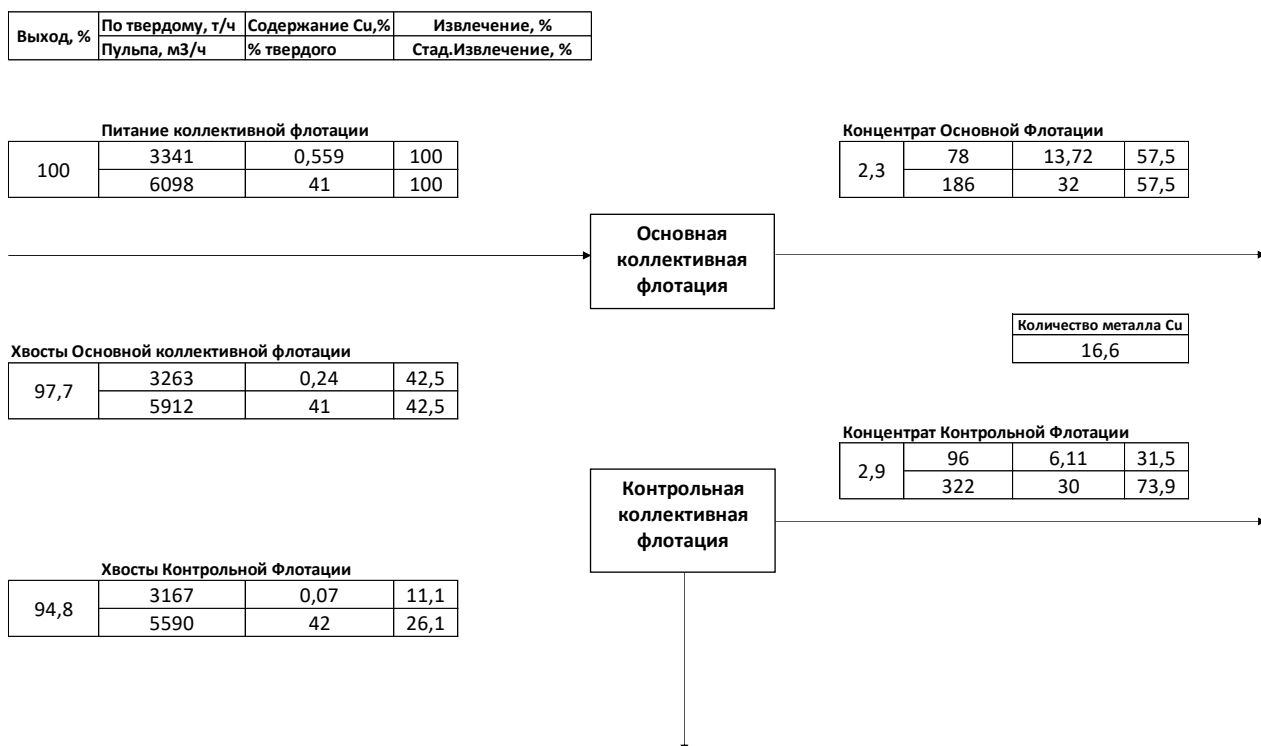


Рисунок 30 – Качественно-количественная схема узла основной и контрольной флотации с использованием МИБК

Данные используемые для расчетов, до и во время испытания МИВС, показывают, что отсутствует разница в содержании меди в хвостах контрольной флотации. Однако существуют различия между двумя наборами данных в извлечении меди с основной флотации и извлечении меди с контрольной флотации.

При использовании только Х-133 извлечение меди с основной флотации составило 71,6%, в то время как извлечение с основной флотации меди во время испытания МИВС составило только 57,5 %. Во время испытания МИВС с первой линии, явно не был высокий выход продукта из основной флотации.

На камерах контрольной флотации, где использовался Х-133, извлечение с контрольной составляло 17 %, тогда как при использовании МИБК извлечение с контрольной составляло 31,5 %. Это показывает, что МИБК имеет более высокий выход продукта на контрольной флотации, и подтверждает тот факт, что МИБК начинает лучше работать на контрольной флотации. Для Х-133 выход продукта на контрольной флотации составляло 1,92 %, а для МИБК выход продукта с контрольной флотации составлял 2,87 %. Так как основной съем металла должен происходить на основной флотации, реагент Х-133 лучше справился со своей задачей и был рекомендован для дальнейшего использования.

5 Краткий технико-экономический анализ по применению новых реагентов вспенивателей

Таблица 17 – Краткий технико-экономический анализ по применению новых реагентов вспенивателей

Наименование	МИБК	X-133
Среднее извлечение меди на коллективной основной флотации, %	57,5	71,6
Среднее извлечение меди на коллективной контрольной флотации, %	73,9	59,7
Средняя переработка руды, т/ч	3 341	3 379
Среднее содержание меди в питании флотации, %	0,56	0,57
Количество меди в руде, т/ч	18,67	19,15
Количество флотационных камер на основной флотации	2,0	2,0
Количество металла полученного на основной коллективной флотации, т	10,73	13,71
Количество флотационных камер на контрольной флотации	5,0	5,0
Количество металла полученного на контрольной коллективной флотации	5,87	3,25
Количество меди полученное на реагенте, т/ч	16,6	17,0
Общий расход реагента, т	4,9	2,8
Цена за 1 т, \$	3 263	3 450
Общая сумма, \$	16 072	9 525
Итоговая разница в суммах, \$	-6547,8	

При сравнении стоимости расходов реагентов видно, что затраты на МИБК выше в 1,85 раз, то есть на 6 547,8 USD. Однако нужно учесть, что данные по расходу МИБК взяты за одну линию, X-133 за две линии, при перерасчете расхода МИБК на две линии, то расход составил бы 9,8 т, в денежном выражении 32 144 USD, затраты выше на 23 468 USD.

По расчету на год затрачивается X-133–113,6 т реагента, на сумму– 460 920 USD.

Если бы на обогатительной фабрике использовали МИБК, то его расход был бы выше расхода X-133 в 4,96 раз, и составил бы 563,456 т, стоимость составила бы 1 838 556 USD.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. При изучении влияния новых реагентов вспенивателей на медно-молибденовую руду Актогайской руды были достигнуты удовлетворительные результаты.

2. Используемый на обогатительной фабрике базовый вспениватель Solvay представляет собой смесь спиртовых и гликольных вспенивателей и предназначен для флотации грубозернистого материала и в особенности при использовании в большеобъемных флотомашинах при флотации сульфидных руд. При использовании его на текущей сульфидной руде наблюдается слишком устойчивая пена, которая не разрушается долгое время, что создает в дальнейшем проблемы на участках обезвоживания, также базовый вспениватель не селективен по отношению к пириту и окисленным минералам меди. Ранее была предусмотрена вероятность изменения условий флотации в виду переходного периода руды характерного для всех новых рудников. Ввиду изменения фазового состава руды были исследованы новые реагенты вспениватели компании Basf и Solvay. Был изучен широкий спектр новых реагентов вспенивателей, из которых были выбраны нижеуказанные реагенты для проведения лабораторных исследований: базовый реагент Solvay, X-133 Basf, Aerofroth 70 plus Solvay, МИБК, DP-ОМС-1432 Basf.

3. По окончании лабораторных испытаний наилучшие результаты показал реагент X-133, остальные реагенты показали приблизительно идентичные показатели.

4. Промышленные испытания двух реагентов вспенивателей X-133 и МИБК с целью определения эффективности их влияния на флотацию показали следующее:

- При дозировании X-133 извлекались более крупные частицы чем при дозировании МИБК;
- Содержание меди в хвостах второй линии, через которую подавался X-133 – 0,091 %, ниже на 6,7 % чем в первой линии, в которую подавался МИБК – 0,107%;
- Содержание меди в хвостах контрольной флотации 1-ой линии (МИБК) было на 3 % выше, чем во второй линии (X-133);
- Оптимальный расход МИБК во время испытаний составил 19,8 г/т, а X-133 – 3,99 г/т;
- Извлечение в концентрат меди и молибдена получено выше на линии №2 основной флотации, в которую добавляли X-133; Это обуславливается высоким выходом и крупной ситовой характеристикой в концентрате, которая снижает возможность потери минералов меди с хвостами.
- Содержание меди в хвостах ниже по всей линии №2, в которую добавлялся X-133;
- Предварительный экономический расчет показал целесообразность применения вспенивателя X-133, расход которого в 5 раз меньше МИБК и составляет всего 113,6 т реагента в год.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. – Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2008. – 312 с.
2. Абрамов А.Л. Леонов СБ. Обогащение руд цветных металлов. М.: Недра, 1991 - 4 с.
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Обогачительные процессы. Т.2.//С-125.
4. Практикум по обогащению полезных ископаемых. – М.: Недра, 1991. – 526 с.
5. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Справочник. – М.: Недра, 1990. – 264 с.
6. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. – М.: Госстандарт, 1995. – 28 с.
7. ГОСТ 24598-81. Руды и концентраты цветных металлов. Ситовой и седиментационный методы определения гранулометрического состава. – М.: Госстандарт, 1996. – 58 с.
8. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы. – М.: Недра, 1988. – 384 с.
9. Froth flotation “A century of innovation”/ Edited by Maurice C.Fuerstenau Graeme Jameson and Roe Hoan Yoon. С-405-420.
10. Бергер Г.С. Флотируемость минералов. М.: Недра, 1989. – 360 с.
11. Бетехтин А.Г. Минералогия. М.: Недра, 1996. – 542 с.
12. Хан ГЛ., Габриелова Л. И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986. 272 с.
13. Технологический регламент на технологию переработки сульфидных руд месторождения Актогай, КазМинералз Актогай. Алматы, 2016. – 44 с.
14. Абрамов АЛ. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1984.383 с.
15. Глембоцкий ВЛ., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1984.304 с.
16. Комлев А.М., Захарова Л.Н., Вершинин Е.А. Конструирование и флотационные свойства ряда новых реагентов //Обогащение руд.- 1980. - № 6. С.33-36.
17. Моршинин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых 1987.146 с.
18. Митрофанов, С.И. Исследование руд на обогатимость//Москва - 1954. С.317
19. Лавриненко, А.А. Современные флотационные машины для минерального сырья//Журнал «Горная техника»

20. Кусков, В.Б. Обогащение и переработка полезных ископаемых
21. Конев, В.А. Анализ потерь металлов на обогатительных фабриках//Москва-1983 С.13.
22. Комплексные решения для автоматизации предприятий тяжёлой промышленности//Компания «Дейта Экспресс» - 2017. С-10.
23. Каменева, Е.Е. Основы обогащения полезных ископаемых//Петрозаводск-2009 С.33
24. Исследования по переработке Си-Мо руд. Карнаухов С.Н.
25. Зверевич, В.В. Основы обогащения полезных ископаемых//«НЕДРА» -1971 С-147.
26. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации. - М.: Наука. - 1993. 265 с.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертационную работу
Таубашева Султана Руслановича
на тему: "Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на
флотацию медно-молибденовой руды"
ОП 7М07223 Metallургия и обогащение полезных ископаемых
(ГОП М118 Обогащение полезных ископаемых)

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

Соискателем проведены исследования по флотационному обогащению медно-молибденовой руды. Работа Таубашева С.Р. выполнена на актуальную тему, поскольку одним из путей совершенствования технологии флотационного обогащения является поиск и применение новых эффективных, недорогих реагентов, повышающих селективность и скорость процесса. Выполнен анализ современного состояния флотационного обогащения медно-молибденовых руд в Казахстане и за рубежом. Изучен вещественный и минералогический состав, гранулометрический анализ с распределением меди и молибдена по классам крупности. Приведены краткая характеристика и описание исследуемых реагентов компании Solvay и Basf. Проведены исследования по применению новых реагентов-вспенивателей в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения в лабораторных и промышленных условиях.

В результате лабораторных испытаний обогащения руды медно-молибденового месторождения при стандартном режиме получен коллективный медно-молибденовый концентрат при извлечении 87,7 % меди и молибдена 75,0 %. С применением нового реагента-вспенивателя Ore Prep X-133 получен концентрат при извлечении 89,4 % меди и 76,5 % молибдена. Новый реагент-вспениватель Ore Prep X-133 позволяет, по сравнению с ранее использованным базовым вспенивателем, увеличить извлечение в коллективный медно-молибденовый концентрат меди – на 2,6 %, молибдена – на 1,5 %. Это обуславливается увеличением выхода коллективного концентрата – на 1,5%. Расход нового реагента-вспенивателя Ore Prep X-133, по сравнению с базовым реагентом, снижается в два раза, с 30 до 15 г/т.

Промышленные испытания вспенивателя Ore Prep X-133 в сравнении с МИБК также показали лучшие по извлечению в концентрат меди и молибдена показатели, а содержание меди в хвостах понизилось на основной флотации, когда добавляли вспениватель Ore Prep X-133. Предварительный экономический расчет показал целесообразность применения вспенивателя X-133, расход которого в 5 раз меньше МИБК и составляет всего 113,6 т реагента в год.

Замечания к работе:

Проделан большой объем магистерской диссертации. Замечания не имеются.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

Оценка работы:

В целом, работа соответствует требованиям, предъявляемым к магистерским диссертациям и заслуживает оценки 95 % (отлично), а Таубашев Султан Русланович заслуживает присуждения степени магистра технических наук по ОП 7М07223 Металлургия и обогащение полезных ископаемых (ГОП М118 Обогащение полезных ископаемых).

Рецензент:

**Старший научный сотрудник
Института топлива, катализа и
электрохимии им. Д.В.Сокольского,
канд.техн.наук**



С.К. Килибаева



ОТЗЫВ

научного руководителя на диссертационную работу

магистранта Таубашева Султана Руслановича

**на тему: «Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на флотацию
медно-молибденовой руды»**

При выполнении работы магистрантом использовались современные методики исследования состава медно-молибденовой руды и влияния новых реагентов-вспенивателей на ее обогатимость.

Результаты изучения вещественного, гранулометрического состава руды позволили определить оптимальную крупность руды для достижения наилучших технологических результатов обогащения.

В лабораторных условиях была изучена вспенивающая способность новых флотационных реагентов. Проведены испытания на определение кинетики флотации, кривых обогатимости меди и молибдена для каждого исследуемого реагента-вспенивателя. Полученные результаты исследований, в своей совокупности, позволили сузить круг исследуемых реагентов-вспенивателей для проведения промышленных испытаний.

При проведении промышленных испытаний было учтено множество факторов, влияющих на конечные технологические результаты.

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

Основные результаты работы опубликованы в Материалах международных Сатпаевских чтений 2021 г.

Таким образом, по совокупности признаков диссертация магистранта Таубашева Султана Руслановича соответствует предъявляемым требованиям, а автор заслуживает присуждения ему ученой степени магистра по ОП 7М07223 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» (ГОП М118 Обогащение полезных ископаемых).

**Научный руководитель,
канд.техн.наук**



М.Б. Барменшинова

Список опубликованных работ

- 1 Таубашев С.Р. Барменшинова М.Б. Исследование влияния новых реагентов вспенивателей на обогатимость медно-молибденовой руды // Труды "Сатпаевские чтения - 2021" – Алматы: КазННТУ имени К.И. Сатпаева - Том 1- С.1018-1022.

ОТТИСКИ

"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2021"

СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

I Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2021"

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

"SATPAYEV READINGS - 2021"

I volume

Алматы 2021 Almaty

УДК 001
ББК 42
С21

Сыдыков А.Х.

Рыбесон К.Б.

Бекболатов А.А.

Елемесов К.К.

Сейдова Н.А.

Түһебахови З.К.

Омарбеков Б.О.

Куспангалиев Б.У.

Субалова М.А.

Саренова А.С.

Уйбаева Б.Ж.

Баудагулова Г.Т.

- И.О. Проректор по науке и инновациям, председатель оргкомитета
- Директор Института геологии и нефтяного дела, заместитель председателя оргкомитета
- Заведующий кафедрой «Геологическая съемка, поиск и разведка месторождений полезных ископаемых», ответственный исполнитель
- Директор Института металлургии и промышленной инженерии
- Директор Института кибернетики и информационных технологий
- Директор Института химических и биологических технологий
- Директор Института промышленной автоматизации и информатизации
- Директор Института архитектуры и строительства
- Директор Института управления проектами
- Директор Института базового образования
- Директор Научной библиотеки
- Специалист минералогического музея кафедры ГСПиРМШ, ответственный секретарь конференции

«РПТБ» МЕДИКАТЕ КАТ ПАДАВА
АКАДЕМИК СТАНДРТЫ КАТ НЕВР ИСМ
ОБЩЕГОДЫ ЖЕТЕУ АКАДЕМИК - БИОГРАФИЯ ЖЕТЕУ
ОТРА - КОБЕРГ
«НАЦИОНАЛЬНАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ ОБОБЩА ПАДА РП
ПРИСОБЫ ДАРЕСТАРАНЫ ЖЕТЕУ
до науке и инновация и интерес инновации
УМОДРОБНЫЙ ДЕСТАНЫ КАСТАЖОВИЧ
БЕЛОРУСЬ КАСТАЖОВИЧ
СТА РОЛОГА КАСТАЖОВИЧ

Cal

«Сатлаевские чтения -2021»: сборнике представлены материалы конференции Сатлаевские чтения. ➔

– Алматы: ҚазНПУ имени Сігісмаева, 2021

ISBN 0-11-601323-4

15 MW 924-401-323-247-5

Конференция посвящена празднованию 30-летия независимости Казахстана, обобщению опыта развития горно-геологической, металлургической, химической отраслей, машиностроения, строительства, коммуникаций, а также развитию творческого и интеллектуального потенциала обучающихся и научных учреждений. Конференция будет способствовать подготовке нового поколения ученых, способных решать глобальные задачи устойчивого развития, уважительности университета и популяризации научных исследований.

ISBN

УДК 001
ББК 42

ISBN 978-601-323-246-1

ISBN 978-601-323-247-8

acres

7 pages

© Казахский национальный
исследовательский технический
университет имени К.И.Сатпаева

СОДЕРЖАНИЕ

Пленарные

Е.А. Сдвижкова, К.В. Кравченко, Д.О. Сосна. Обоснование параметров геотехнологий на основе численного Моделирования геомеханических процессов	3
К.Н. Трубецкой Н.А. Милетенко, Е.В. Федоров. Обеспечение экологически сбалансированного освоения ресурсов земли как обязательная составляющая гармонии недр	7
И.В. Шадрюнова, Н.Б. Рыспанов, Н.Н. Рыспанов. Экологические основания переработки лежалых цинксодеждающих хвостов обогащения	12
 <i>Секция «Повышение геологической изученности территории и восполнение минерально-сырьевого комплекса Республики Казахстан»</i>	
Н.Т. Абеннова, А.А. Жүнісов. Кварц-гематит-манганокальцит-манганит-браунит типті Қаратас кенорны	16
Е.Н. Адай, А.А. Жунусов. Минералогические особенности состава руд Құндықольского месторождения	17
А.Ж. Алпысбай, М.Н. Коккузова. Кемпірсай массивінің петрографиялық және минералогиялық ерекшеліктері	21
Б.С. Айдохжаев, М.Н. Коккузова, А.Б. Байсалова. Заречное кенорнындағы уранды кенденудің геологиялық ерекшеліктері	26
М.Қ. Әйткен, Е.В. Пономарева. Генетические условия локализации железорудных и марганцевых месторождений Атасуйского района	29
А.Д. Әнеш, Т.К. Шайыахмет. Кен шоғырларын өндіру кезіндегі Мойынқұм кенорнының геологиялық ерекшеліктерін негізге алу	33
И.К. Балтабай, А.А. Жүнісов. Васильев кенорнының геологиялық құрылысы ерекшеліктері	37
А.Д. Базарбаева, А.О. Байсалова. Петрографические особенности месторождения Верхнее Эспе	39
Г.М. Бейсенбай, Я.К. Аршамов. Особенности геологического строения медно-порфирового месторождения Борлы	42
М.Б. Бейсенбекова, А.О. Байсалова. Особенности геологического строения медно-порфирового месторождения Озерное	46
Е.С. Далеева, А.А. Бекботаева. Особенности трехмерного моделирования медно-порфировых месторождений	50
А. Б. Даулеткелди, Т. К. Шайыахмет. Геолого-структурные особенности урановых месторождений как основа оценки запасов	54
Н.К., Доскали Я.К. Аршамов. Об актуальности дальнейшего геологического изучения северного приаралья и ее перспективы на титан-циркониевые руды	58
Ж.Ж. Жаксылыкова, А.А. Жунусов. Минералогические особенности руд месторождения Балажал	60
Т.Б. Ишбабаев, Н.Э. Сантов. Особенности развития зон гипергенеза в Окжетпесском рудном поле	63
А. С. Қайырбек, Т. К. Шайыахмет. База геологических данных как начало работы 3d моделирования в геологии	68
А.С. Калиева, А.Б. Байбатша. Проблематика тектоники в свете истории образования медно-порфирового месторождения Ақтоғай	72
С.Н. Камзина, А.А. Бекботаева. Минералогические и петрографические особенности месторождения Кок-Тас	74
Ж.Ж. Қучкаров, А.Б. Байбатша. О геологическом строении и металлогении перспективной площади ушарал Жонгарско-Балхашской складчатой системы	78
М.М. Құрманғажина, К.С. Тогизов. Месторождения Сырымбет и Шок-Қарағай - эталонные объекты редкометалльно-редкоземельного типа оруденения северного Казахстана	81
Т.Р. Медео, А.А. Бекботаева. Особенности рудной минерализации медно-колчеданного месторождения Ақжал	86
Л.Н. Мейлиев, Б.Н. Урунов. Особенности геологического строения и перспективы горючих сланцев месторождения Дехканабад участок Кизилча	90
Г. Н. Мекенбек, М. К. Камбаев. Изучение геолого-структурных особенностей месторождения Катпар и на их основе выделение поисковых признаков	94
Е.Т. Муратбаев, Я.К. Аршамов. Соколов-Сарыбай тау-кен өндірістік бірлестігінде жасыл экономика қағидаларын жана технология арқылы бағалау	98
Д.Б. Муратханов, А.Б. Байбатша. Об инновационном подходе к геологическим работам для прогноза полезных ископаемых	102

разделения гравитационных концентратов железомарганцевой руды месторождения «Жергетас» с использованием процесса магнитной сепарации	
Гущин В.В. Исследование возможности интенсификации процесса сорбционного извлечения соединений урана	922
Ильясов А.Е., Байқонырова Ө.Ө., Сүрімбаев Б.Н. Алтынды агитациялық және сорбциялық шаймалау бойынша зерттеулер	925
Исламов К.Б., Баймбетов Б.С. Электродиализ вольфрамата натрия	929
Қадырсызов Д.С. Барменшинова М.Б. Исследование сгущаемости медного концентрата с применением новых флокулянтов	933
Қали А.Ө., Бошқиева Л.Т., Ақубаева Д.М., Айдарханов Д.А., Маратов С.К. Үлкен Қаратаудың ванадийлі кварциттерін өндеуге арналған белгілі әдістерді талдау	936
Камиев М., Сәрсенова М.С., Гусейнова Г.Д. Разработка и обоснование технологии переработки хромосодержащих шламовых отходов Донского Горно-Обогатительного Комбината	940
Карелин В.А., Ле Ш.Х., Карелина Н.В., Смороков А.А. Электролитический синтез титановых порошков во фторидных расплавах	944
Хузарбекулы Е., Алтымышбаева Ө.Ж., Гусейнова Г.Д. Исследование сорбции ионов тяжелых металлов сорбентами на основе модифицированных природных цеолитов из промышленных сточных вод	949
Мамбеталиева А.Р., Турысбеков Д.К. Амантаев Д.Т. Усовершенствование технологии флотации медно-молибденовой руды	953
Мамбеталиева А.Р., Турысбеков Д.К. Мажитов Н.М., Жакупова Ж.Ж. Влияние доизмельчения пульпы на селективное разделение полезных компонентов от пустой породы при переработке тонковкрапленных руд	956
Мамбеталиева А.Р., Турысбеков Д.К. Бегжан А.Б. Исследование флотационного обогащения медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжол»	960
Мамбеталиева А.Р., Турысбеков Д.К. Заинабитдинов М.Д., Таймасова А.Н. Влияние пенообразователей при флотации Бозшакольской руды	964
Мырзабекова А.М., Рыспаева М.Б. Оценка общей энергии взаимодействия частиц минералов полимерными флокулянтами	967
Молдабаева Г.Ж., Сәулебекқызы Ш. Таймасова А.Н. Селен және теллур тиотүздарының түзілу кинетикасы	973
Мулик А., Қоныратбекова С.С. Изучение сорбции и десорбции золота из иодидных продуктивных растворов	978
Мырзабекова К.Д., Мамбеталиева А.Р., Ақказина Н.Т. Интенсификация технологических процессов переработки руд Ақтоғайского месторождения	981
Нурдан М.Е., Муханова А.А. Особенности флотации бедной медно-молибденовой руды месторождения Ақтоғай с применением композиционных реагентов	985
Нурғалым Е.Н. Влияние ингибитора отложения солей на процессы выщелачивания и переработки при ПСВ урана	989
Омар Р.С., Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю. Темірқұрамды кендердің гравитациялық байыту технологиясын зерттеу	993
Пернебеков Б.А. Исследования применения аммиачной воды в качестве реагента осадителя	997
Шаутинов М.Р., Ақказина Н.Т., Ералиев А.А., Кошер Г.К. Вопросы золотоносности углей и продуктов их сгорания	1001
Шаутинов М.Р., Ақказина Н.Т., Кошер Г.К. Исследования по переработке золошлаковых отходов с получением железосодержащего продукта	1005
Шаутинов М.Р., Ақказина Н.Т., Қожабай Б.Н. Исследования гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в редкоземельной руде Кундыбайского месторождения	1009
Смайлов Р.Е., Айдымбеков А.Б., Ахмет Ө.М. Интенсификация процесса сорбции путем изменения технологической схемы обвязки трейнов	1012
Смороков А.А. Фтораммонийное обогащение высококремнистого титанового сырья	1016
Таубашев С.Р. Барменшинова М.Б. Исследование влияния новых реагентов вспенивателей на обогатимость медно-молибденовой руды	1018
Темірғали І.А., Байғенжанов Ө.С., Сәрсенова М.С. Асбест өндірісі қалдықтарынан никель өндіру	1023
Темірхан С.Ғ., Чепуштанова Т.А. Технологические исследования пирротинизирующего обжига окисленной свинцово-цинковой руды и промпродукта обогащения ТОО «КАЗЦИНК»	1027
Тойлыбеков С., Мамырбаева К.К. Мыстың негізгі сульфидті минералы – халькопиритті термиялық өндеуге термодинамикалық талдау	1031
Түлепбергенов А.К., Мамырбаева К.К. Исследование процесса выщелачивания меди из бедных концентратов	1036

полученном продукте составила более 85 %. При этом доля диоксида кремния составила менее 1 %. Стоит отметить, что железо частично переходит в раствор. Алюминий, цирконий и кальций не переходят в раствор ввиду образования нерастворимых фторсодержащих соединений или же при отсутствии реакции как таковой. Состав полученного продукта представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Состав обескремненного лейкоксенового концентрата

Компонент	TiO ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	ZrO ₂	CaO	П.п.п.
Значения, %	85,76	0,25	3,07	5,00	1,58	0,65	3,69

Исходя из результатов проведенных исследований установлена возможность селективного обескремнивания титансодержащего сырья, что позволяет получить обогащенный по титану продукт, который может быть использован для получения металлического титана и пигментного TiO₂. Наряду с этим, выделенный диоксид кремния может быть использован для получения ферросилиция, применяемого в металлургии. Используемые аммиак и фториды аммония циркулируют в технологической цепочке с постоянной регенерацией. Таким образом, при реализации данного процесса возможно осуществление полностью безотходного производства, что соответствует современным тенденциям в технологии переработки минерального и техногенного сырья.

Литература

1. Заболоцкая Ю.В., Диссертация «Автоклавное обескремнивание лейкоксенового концентрата гидроксидом кальция с получением искусственного рутила», М.: 2014 г., 136 с.

Смороков А.А.

Жоғары кремнийлі титан шикізатын фтораммониймен байыту

Андатпа: жұлдыста Ярегский нефтетитан кен орнының лейкоксен концентратынан кремний диоксидін селективті шаймалау шарттары қарастырылған (Коми Республикасы, Ресей). Процесс нәтижесінде шикізаттағы кремний диоксидінің үлесін 24% - дан 1% - ға дейін төмендетуге мүмкіндік туды. Бұл ретте титанның үлесі 63% - дан 85% - ға дейін өсті, бұл титан индустриясының қолданыстағы кәсіпорындарында пайдаланылатын хлор схемасы бойынша алынған кремнийлі лейкоксенді концентратты пигментті TiO₂ және металл титанды алу үшін шикізат ретінде пайдалануға мүмкіндік береді.

Түйінді сөздер: лейкоксенді концентрат, титан диоксиді, аммоний фторидтері, кремний диоксиді.

Smorokov A. A.

Fluoroammonium enrichment of high-silicon titanium raw materials

Abstract: The conditions of selective leaching of silicon dioxide from leucosene concentrate from the Yarega oil-titanium field (Komi Republic, Russia) are considered. As a result of the process, it was possible to reduce the proportion of silicon dioxide in the raw material from 24 % to less than 1 %. At the same time, the share of titanium increased from 63 % to 85 %, which makes it possible to use the resulting desalinated leucosene concentrate as a raw material for the production of TiO₂ pigment and titanium metal according to the chlorine scheme used at existing enterprises of the titanium industry.

Key words: leucosene concentrate, titanium dioxide, ammonium fluorides, silicon dioxide.

УДК 622.7

Таубашев С.Р., Барменшинова М.Б.

*Научный руководитель: Барменшинова М.Б. зав.кафедрой МиОПИ, к.т.н.
НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан
bmadinab@mail.ru*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НОВЫХ РЕАГЕНТОВ ВСПЕНИВАТЕЛЕЙ НА ОБОГАТИМОСТЬ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ

Аннотация. Сульфидные руды являются основным источником получения цветных металлов. Все обогатительные фабрики, перерабатывающие медно-молибденовые руды в процессе флотации используют реагенты. Одним из важнейших реагентов являются вспениватели. При изменении фазового состава руды в более окисленную, создаются проблемы на процессе флотации. Главным решением является корректный подбор реагентов. В результате лабораторных испытаний обогащения руды медно-молибденового месторождения при стандартном режиме получен коллективный медно-молибденовый концентрат при извлечении 87,7 % меди и молибдена 75,0 %. С применением нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133 получен концентрат при извлечении 90,3 % меди и 76,5 % молибдена. Новый реагент вспениватель Ore Prep X-133 позволяет, по сравнению с ранее использованном базовым вспенивателем, увеличить извлечение в коллективный медно-молибденовый концентрат меди – на 2,6 %, молибдена – на 1,5 %. Это обуславливается увеличением выхода коллективного концентрата – на 1,5%. Расход нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133, по сравнению с базовым реагентом, снижается в два раза, с 30 до 18 г/т.

Ключевые слова: медно-молибденовая руда, флотация, извлечение, молибден, медно-молибденовый концентрат, новый реагент вспениватель

На медно-молибденовом месторождении в настоящее время перерабатывается переходная окисленная руда с повышенным содержанием окисленных минералов меди до 25 % и сульфидная медь представлена в основном вторичными минералами.

Для достижения целевых значений в процессе флотации влияют множество факторов, где основными из них являются флотационные реагенты (собиратель, вспениватель). Тип и качество реагентов так же оказывают непосредственное влияние не только на результаты основной коллективной флотации, но и различно влияют на результаты перечистой флотации. Так, например, чрезмерное образование пенного продукта оказывает негативное влияние на параметры флотационного процесса, производительность насосов и процесса сгущения. С целью оценки качеств и определения оптимального типа реагентов в лаборатории проводились тесты с использованием разных типов вспенивателей.

Используемый на фабрике базовый вспениватель представляет собой смесь спиртовых и гликольных вспенивателей и предназначен для флотации грубозернистого материала и в особенности при использовании большеобъемных флотомашин при флотации сульфидных руд.

При использовании на текущей сульфидной руде наблюдается слишком устойчивая пена, которая не разрушается долгое время, что создает в дальнейшем проблемы на участках обезвоживания, также базовый вспениватель не селективен по отношению к пириту.

В свое время предусмотрена вероятность изменения условий флотации в виду переходного периода руды характерного для всех новых рудников. Ввиду изменения фазового состава руды были исследованы новые реагенты вспениватели компании Basf и Solvay. Параметры селективности и устойчивости пены используемых реагентов обратно пропорциональны [1].

Химический состав исходной руды медно-молибденового месторождения приведен в таблице 1, а в таблице 2 – результаты весового фазового (рационального) анализа на соединения меди и железа.

Таблица 1 – Результаты химического фазового анализа исходной пробы

Наименование компонентов	абсолютное, %	относительное %
1. Соединения меди		
Халькантит	0,02	3,2
Оксиды (малахит, хризоколл, куприт,	0,12	19

тенорит)		
Вторичные (халькозин, ковеллин, борнит)	0,019	3,0
Сульфиды (халькопирит)	0,472	74,8
Суммарно	0,631	100,0

Продолжение таблицы 1

Наименование компонентов	абсолютное, %	относительное %
I. Соединения железа		
Оксиды (гидроксиды, гематит и др.)	1,43	42,7
Сульфиды (пирит, пирротин, борнит, халькопирит)	1,92	57,3
Суммарно	3,35	100,0

По фазовому составу руды являются сульфидными: медь представлена халькопиритом на 74,8 %, а суммарное содержание окисленных и вторичных соединений меди составляет 22,0 %.

Таким образом, рациональный уровень крупности измельчения руды колеблется по содержанию класса - 0,074 мм от 65 % по благородным металлам до 85 % по меди. Для определения оптимального значения крупности измельчения были определены средние суммарные безвозвратные потери товарных компонентов с отвальными хвостами. Результаты приведены в таблице 3 [1-2].

Таблица 2 – Суммарные потери меди, молибдена с отвальными хвостами

Крупность измельчения, % класса -0,074 мм	Потери металлов с отвальными хвостами	
	Медь	Молибден
55	12,1	56
65	9,9	53,7
75	7,8	52,1
85	6,4	51,3
90	6,7	50,2
при 60 % расчетом	11	55

На основании приведенных данных считаем, что оптимальная крупность измельчения должна составлять 85 % класса -0,074 мм. При меньших значениях крупности измельчения возрастают безвозвратные потери всех металлов с отвальными хвостами, при более тонком измельчении начинают увеличиваться потери меди с отвальными хвостами.

Основная целью данной работы являлось определение эффективности новых реагентов-вспенивателей компании Basf в сравнении с реагентами-вспенивателями компании Solvay в цикле коллективной флотации сульфидной руды медно-молибденового месторождения.

Первоначально оценка вспенивающей способности флотационных реагентов производится путем непосредственных опытов по флотации сульфидной руды в лабораторных условиях [3].

Проведена серия флотационных тестов в лабораторных условиях. Флотацию проводили в однокамерной машине FTM-100 с объемом камеры 3,5 л. Схема проведения тестовых флотационных испытаний в открытом цикле включала в себя операции основной и контрольной флотации (рисунок 1). Параметры в питании представлены согласно проектным данным. Для активного реагирования реагентов при флотации проводили предварительную агитацию в 3 минуты. В качестве реагентов собирателей были использованы стандартные реагенты проектного назначения IPETC (первичный) на основную флотацию, SIBX (вторичный) на контрольную флотацию, pH=9,5 (аналогично pH пульпы на обогатительной фабрике). После образования пены

на поверхности производили съем с частотой 5 секунд. Время проведения флотации на основной было 4 минуты и на контрольной флотации 10 минут.

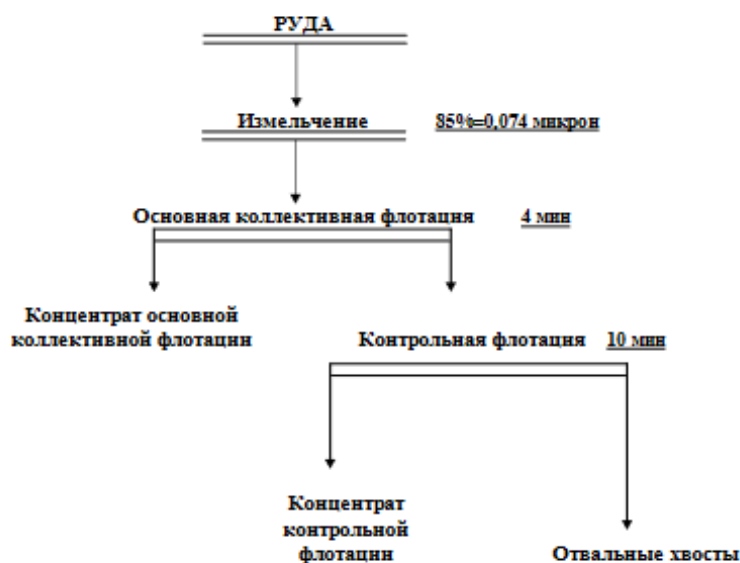


Рисунок 1 – Схема проведения тестовых флотационных испытаний в открытом цикле

В таблицах 3-4 приведены результаты тестовых лабораторных флотационных испытаний в открытом цикле.

Таблица 3 – Условия проведения испытаний новых вспенивателей

Флотация	180ц, %	Плотность, %	Питание, %	Время флотации, мин	Расход реагентов, г/т		
					IPTEC (первичный собиратель)	SIBX (вторичный собиратель)	Используемый Вспениватель
Основная	85	34	0,496	4	7	-	15
Контрольная				10	-	10	8

Расход реагентов собирателей был дозирован аналогично обогащательной фабрике. Расход нового реагента вспенивателя Ore Prep X-133, по сравнению с базовым реагентом, снижается с 30 до 18 г/т, в связи со сложным химическим составом из спиртов, состоящий из кротонowego альдегида – 45-50%, ацетон – 25-35%, ацетальдегид – 0,6-1%, вода – 15-20%, а также этиловый и изоамиловый спирты [4].

Таблица 4 – Результаты испытаний новых реагентов вспенивателей в сравнении с базовым реагентом

Тип вспенивателя	Выход, %	Cu Извлечение, %	Mo Извлечение, %	Cu в питании, %	Mo в питании, %	Эффективность обогащения по Cu, %
Базовый реагент Solvay	12,6	87,7	75,0	0,54	0,065	76,6
X-133 Basf	14,1	90,3	76,5	0,55	0,073	77,8
Aerofroth 70 plus Solvay	11,9	87,4	74,7	0,53	0,067	76,0
МИБК	9,0	84,9	73,7	0,51	0,080	76,4
DP-OMC-1432 Basf	10,9	86,6	71,8	0,55	0,069	76,1

Таким образом, по завершению лабораторных испытаний выбран наилучший реагент вспениватель Ore Prep X-133. При его использовании извлечение было достигнуто 90,3%, выход объединенного концентрата 14,1% соответственно. Наиболее интенсивное и пенообразование, стабильная устойчивая пена получена при использовании базового вспенивателя, но как показывает практика, именно этот характер приводит к проблемам на участках обезвоживания и отрицательно влияет на производительность насосов. Наиболее худшие показатели получены при использовании МИБК как в чистом виде, так и в смеси. Пенообразование низкое, пена не устойчивая, структура разрушаемая. Возможно, при использовании данного вспенивателя необходимо увеличение расхода, но это является экономически не целесообразным. Показатели оставшихся реагентов вспенивателей оказались неконкурентоспособными.

Литература

1. Технологический регламент на технологию переработки сульфидных руд месторождения Актогай, КазМинералс Актогай. Алматы, 2016. – 44 с.
2. Абрамов А.Л. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1984. – 383 с.
3. Хан Г.Л., Габриелова Л. И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986. – 272 с.
4. Технологический регламент по использованию реагентов BASF на технологию переработки сульфидных руд. Алматы, 2015. – 56 с

Таубашев С.Р. Барменшинова М.Б.

Көбіктендіргіштердің жаңа реагенттерінің мыс-молибден кенін байытуға әсерін зерттеу

Түйіндемесі. Сульфидті кендер Түсті металдарды өндірудің негізгі көзі болып табылады. Мыс-молибден кендерін өңдейтін барлық байыту фабрикалары флотация процесінде реагенттерді пайдаланады. Маңызды Реактивтердің бірі-көбіктендіргіштер. Кеннің фазалық құрамы неғұрлым тотықсыздандырылғанға өзгерген кезде флотация процесінде проблемалар туындайды. Негізгі шешім-реагенттерді дұрыс таңдау. Мыс-молибден кен орнының кендерін байытуды зертханалық сынау нәтижесінде стандартты режимде 87,7% мыс және 75,0% Молибден бөліп алу кезінде ұжымдық мыс-молибден концентраты алынды. Жаңа "Ore Prep X-133" көбіктендіргіш реагентін қолдана отырып, концентратты бөліп алу 90,3% мыс және 76,5% Молибден алынған. Жаңа Ore Prep X-133 көбіктендіргіш реагенті бұрын қолданылған базалық көбіктендіргішпен салыстырғанда, ұжымдық мыс-молибден концентратына мыс алуы 2,6% – ға, молибденнен алуы 1,5% – ға арттыруға мүмкіндік береді. Бұл ұжымдық концентрат шығымының 1,5% – ға артуына байланысты. Жаңа Ore Prep X-133 көбіктендіргіш реагентінің шығыны базалық реагентпен салыстырғанда екі есе, 30-дан 15 г/т дейін төмендейді.

Түйінді сөздер: мыс-молибден кені, флотация, бөлініп шығуы, молибден, мыс-молибден концентраты, композициялық жинағыш.

Taubashev S.R., Barmenshinova M.B.

Investigation of the effect of new foaming agents on the concentrability of copper-molybdenum ore

Abstract. Sulfide ores are the main source of non-ferrous metals. All processing plants that process copper-molybdenum ores use reagents in the flotation process. One of the most important reagents is foaming agents. When the phase composition of the ore changes to a more oxidized one, problems are created during the flotation process. The main solution is the correct selection of reagents. As a result of laboratory tests of ore dressing of the copper-molybdenum deposit under the standard regime, a collective copper-molybdenum concentrate was obtained with the recovery of 87.7 % of copper and 75.0% of molybdenum. Using a new foaming agent Ore Prep X-133, a concentrate was obtained with the recovery of 90.3 % copper and 76.5 % molybdenum. The new reagent foamer Ore Prep X-133 allows, in comparison with the previously used base foamer, to increase the recovery of copper in the collective copper-molybdenum concentrate – by 2.6 %, molybdenum-by 1.5 %. This is due to an increase in the mass pull of collective concentrate – by 1.5%. The consumption of the new Ore Prep X-133 foaming agent is reduced by half, from 30 to 15 g/t, compared to the basic reagent.

Keywords: copper-molybdenum ore, flotation, recovery, molybdenum, copper-molybdenum concentrate, new frother.

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

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

Автор: Таубашев Султан Русланович

Название: Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на флотацию медно-молибденовой руды

Координатор: Мадина Барменшинова

Коэффициент подобия 1:0

Коэффициент подобия 2:0

Замена букв: 5

Интервалы: 0

Микропробелы: 31

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

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

Обоснование:

Заимствования отсутствуют. Допуск к защите

10-06-2021

Дата

Барменшинов М.Б.

Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

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

Автор: Таубашев Султан Русланович

Название: Исследование влияния новых реагентов-вспенивателей на флотацию медно-молибденовой руды

Координатор: Мадина Барменшинова

Коэффициент подобия 1:0

Коэффициент подобия 2:0

Замена букв:5

Интервалы:0

Микропробелы:31

Белые знаки:0

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

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

Обоснование:

Работа Таубашев С.Р. выполнена добросовестно и не
обладает признаками плагиата.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Трубачев С.Р. на тему:
«Исследование влияния кобальтовых реагентов-вспенивателей на флотацию
медно-мармариновой руды»

Дата 10-06-2021

зав. каф. М.О.И. Бурменников М.Б.
Подпись заведующего кафедрой

начальника структурного подразделения