

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К. И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

Набиев Талгат Сабитулы

Определение оптимальных условий извлечения цветных металлов из руды
месторождения Актогай

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

7М07204 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева
Институт металлургии и промышленной инженерии имени О.А. Байконурова
Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

УДК 669.334 (043)

На правах рукописи

Набиев Талгат Сабитулы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание академической степени магистра

Название диссертации	Определение оптимальных условий извлечения цветных металлов из руды месторождения Актогай
Направление подготовки	7M07204 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель от
НАО «Satpayev university»,
д-р ph.D., ассистент профессора
_____ Мамырбаева К.К.
«__» _____ 2021 г.

Рецензент,
канд. техн. наук
ИМиО, зав. лабораторией
специальных методов гидрометаллургии
_____ Койжанова А.К.
«04» 06 2021 г.

нормоконтролер,
канд. техн. наук
_____ Коньратбекова С.С.
«__» _____ 2021 г.



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой
МПТиТСМ,
д-р Ph.D., канд. техн. наук,
ассоциированный профессор
_____ Тепуштанова Т.А.
«14» 06 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К. И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

7M07204 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой
МПТиТСМ,
д-р филол. и канд. техн. наук, доцент
Чепуштанова Т.А.
2019 г.



ЗАДАНИЯ

на выполнение магистерской диссертации

Магистрант Набиев Талгат Сабитулы

Тема: Определение оптимальных условий извлечения цветных металлов из руды месторождения Актогай

Утверждена приказом Ректора Университета № 435-м от 03.12.2019г.

Срок сдачи законченной диссертации « 10 » июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: научная, учебная и методическая литература по теме диссертации, данные о месторождении, методики анализа медьсодержащего сырья.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) современное состояние рассматриваемой проблемы;
- б) анализ состава исходного минерального сырья;
- в) изучение извлечения оптимальных условий цветных металлов.

Перечень графического материала:

Рекомендуемая литература:

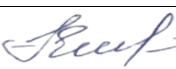
- 1 Луганов В.А., Байконурова А.О., Сажин Е.Н. Основы гидрометаллургических процессов, КазНТУ, Алматы, 200.
- 2 Синявер Б.В., Цейдлер А.А. Гидрометаллургия меди (зарубежный опыт).- М.: Цветметинформация, 1971. –112 с.
- 3 Крейн Ф. Экстракция в гидрометаллургии меди: Развитие и современное состояние // Комплексное использование минерального сырья. - 2004. - № 2. - С. 36-55.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Введение	01.06.20	
Описание исходных материалов и методика исследования	20.03.21	
Экспериментальная часть	20.04.21	
Заключение	01.06.21	

Подписи

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

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Консультанты, И.О.Ф. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Современное состояние цветной металлургии в Казахстане	д-р ph.D., ассистент профессора К.К.Мамырбаева		
Исследование влияние степени разделение меди			
Нормоконтролер	канд. техн. наук С.С. Коныратбекова	14.06.2021 г.	

Научный руководитель _____  Мамырбаева К.К.

Задание принял к исполнению обучающийся _____ Набиев Т.С.

Дата « _____ » _____ 2021 г.

АҢДАТПА

Магистрлік диссертациялық жұмыс тапсырмадан, кіріспеден, 2 тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс машинкаға басылған мәтіннің 60 бетінде баяндалған, 10 сурет, 19 кесте бар. Әдебиеттер тізімінде 45 атау бар.

Диссертациялық жұмыстың мақсаты Ақтоғай кен орнының аралас мыс кендерінен түсті металдар алуды зерттеу болып табылады.

Жұмыста құрамында мыс бар бастапқы кен шикізатының құрамын физика-химиялық зерттеу нәтижелері, шаймалау әдісімен кен шикізатынан мысты алудың термодинамикалық талдауы, мысты күкірт қышқылының ерітінділерімен шаймалау жөніндегі технологиялық эксперименттер барысында алынған деректер ұсынылған, мысты қоспалардан экстракциялық бөлу нәтижелері келтірілген.

Зерттеулер көрсеткендей, Ақтоғай кен орнының аралас кенінен мысты шаймалаудың оңтайлы шарттары (оттегі үрлеп және пиролюзит қосып) - күкірт қышқылының концентрациясы 70 г/дм^3 , Қ:С - 1:2, кен ірілігі – 0,65 мм, шаймалау уақыты – 1,5 сағат, температура 60°C . Бұл жағдайда мысты ерітіндіге бөліп алу 70,8 % құрайды.

Мыспен бірге шаймалау кезінде темір мен марганец иондары өнімді ерітіндіге өтеді, олардың селективті бөлінуі жоғары селективтілікке ие экстрагенттерді қолдану арқылы мүмкін болады.

АННОТАЦИЯ

Настоящая магистерская диссертационная работа состоит из задания, введения, 2 глав, заключения, списка литературы. Работа изложена на 60 страницах машинописного текста, включает 10 рисунков, 19 таблиц. Список литературы содержит 45 наименований.

Целью диссертационной работы является исследование извлечения цветных металлов из смешанных медных руд месторождения Актогай.

В работе представлены результаты физико-химических исследований состава исходного медьсодержащего рудного сырья, термодинамический анализ извлечения меди из рудного сырья методом выщелачивания, данные, полученные в ходе технологических экспериментов по выщелачиванию меди растворами серной кислоты, приведены результаты экстракционного разделения меди от примесей.

Исследования показали, что оптимальными условиями выщелачивания меди из смешанной руды месторождения Актогай (с продувкой кислорода и добавлении пиролюзита) является - концентрация серной кислоты 70 г/дм^3 , Т:Ж - 1:2, крупностью руды – 0,65 мм, время выщелачивания – 1,5 часа, температура 60°C ,. При этом извлечение меди в раствор составляет 70,8 %.

Установлено, что при выщелачивании совместно с медью в продуктивный раствор переходит ионы железа и марганца, селективное разделение которых возможно с применением экстрагентов, обладающих высокой селективностью.

ANNOTATION

This master's thesis consists of a task, an introduction, 2 chapters, a conclusion, and a list of references. The work is presented on 60 pages of typewritten text, includes 10 figures, 19 tables. The list of references contains 45 titles.

The purpose of the thesis is to study the extraction of non-ferrous metals from mixed copper ores of the Aktogay deposit.

The paper presents the results of physical and chemical studies of the composition of the initial copper-containing ore raw materials, thermodynamic analysis of the extraction of copper from ore raw materials by leaching, data obtained during technological experiments on the leaching of copper with sulfuric acid solutions, and the results of the extraction separation of copper from impurities.

Studies have shown that the optimal conditions for leaching copper from the mixed ore of the Aktogay deposit (with oxygen purging and the addition of pyrolysite) are-the concentration of sulfuric acid 70 g/dm³, W:C-1:2, ore size-0.65 mm, leaching time-1.5 hours, temperature 60 °C,. At the same time, the extraction of copper into the solution is 70.8 %.

It was found that when leaching together with copper, iron and manganese ions pass into the productive solution, the selective separation of which is possible with the use of extractants with high selectivity.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	10
1 Аналитический обзор литературы	12
1.1 Современное состояние цветной металлургии в Казахстане	12
1.2 Производство меди в Казахстане	15
1.3 Потребление цветных металлов	21
1.3.1 Цинк необработанный	22
1.3.2 Рафинирования меди	23
1.3.3 Уровень использования производственных мощностей цветных металлов	23
1.4 Выщелачивания	24
1.4.1 Виды выщелачивания	24
1.4.2 Выщелачивание медной руды	29
1.5 Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд	31
1.6 Выщелачивание молибдена	35
2 Экспериментальная часть	38
2.1 Исходные материалы и оборудование	38
2.2 Исследование вещественного состава медной руды	38
2.2.1 Отбор и подготовка проб для лабораторных исследований	39
2.2.2 Результаты химического анализа пробы	39
2.2.3 Минеральный состав пробы	40
2.3 Термодинамическое обоснование процесса выщелачивания медьсодержащего рудного сырья	41
2.4 Изучение условий и режимов выщелачивания смешанной руды	42
2.4.1 Сравнительные эксперименты по исследованию влияния типа и концентраций выщелачивающих реагентов	44
2.4.2 Влияние концентрации выщелачивающего реагента	45
2.4.3 Влияние продолжительности выщелачивания	47
2.4.4 Влияние соотношения Т:Ж	48
2.4.5 Влияние крупности руды на степень извлечения меди	50
2.4.6 Разделение и концентрирование меди, железа, марганца из продуктивных растворов	51
Заключение	52
Список использованной литературы	55
Приложение А - Оттиски публикации по теме магистерской диссертации	

ВВЕДЕНИЕ

Отрасль цветной металлургии играет значительную роль в мировой экономике, оказывая влияние на ведущие отрасли промышленности. Практически все государства нацелены на развитие производства данной отрасли как одного из перспективных секторов экономики.

В мире широко используется более 70 цветных металлов. Их производят 14 отраслей. В результате научно-технической революции цветные металлы получили широкое применение. Для создания реактивных самолетов, космических кораблей, атомных реакторов требовались новые конструкционные материалы с уникальными свойствами.

Повышение степени извлечения компонентов из рудного и техногенного сырья в готовую продукцию является одной из основных задач металлургии. Рудное сырье состоит из различных металлов. Повышение эффективности использования сырья ставит задачу выделения всех содержащихся в нем металлов. Доля основного компонента в рудах цветных металлов в редких случаях превышает 1 %, а в большинстве месторождений даже сильно ниже.

Большая часть цветных металлов добывается из богатых руд пирометаллургическими методами, но в связи с ежегодным сокращением богатых руд в их переработке применяются гидрометаллургические технологии.

Важнейшей проблемой современной металлургии является превращение производства цветных металлов в безотходное. Проблема отходов напрямую связана с наиболее полным использованием всех компонентов минерального сырья. Неиспользуемые компоненты сырья требуют больших затрат на их обезвреживание и сбор или захоронение. Даже в виде обезвреженных продуктов отходы металлургического производства наносят вред окружающей среде, так как под воздействием внешних условий требуют значительных территорий для размещения и систематического контроля за их поведением. Таким образом, современные технологии должны отвечать требованиям охраны окружающей среды, не являться источником вредных выделений и не оказывать негативного влияния на экосистему. Эти условия особенно актуальны в настоящее время, когда уровень загрязнения окружающей среды приближается к критическому состоянию в районах размещения металлургических предприятий.

Медь давно и успешно применяется в различных отраслях техники. Сегодня это очень широкий спектр: радиотехника, энергетика, химическая технология, металлургия. Казахстан находится в первых 10-ти по добыче меди, но наши медные руды являются полиметаллическими, трудноизвлекаемыми и имеют низкую долю меди. Пирометаллургические схемы переработки смешанных медных руд и концентратов, реализуемые в настоящее время в металлургической практике, характеризуются многоступенчатостью схем переработки, большими затратами реагентов, низкой эффективностью получения ценного сырья. В результате способы

флотационного обогащения затрудняют получение качественных концентратов для пирометаллургической обработки.

В связи с этим, создание гидromеталлургической технологии комплексной переработки медьсодержащего рудного сырья с невысоким содержанием в нем меди, сложностью минералогического состава является актуальной.

Целью диссертационной работы является изучение определения оптимальных условий выщелачивания цветных металлов из проб смешанных медных руд месторождения Актогай.

Для реализации поставленной цели были поставлены следующие задачи:

- проведение анализа литературных и патентных данных по гидromеталлургической технологии переработки медьсодержащего рудного сырья и теоретического обоснования, выбранного направления исследований;
- проведение физико-химического анализа для представления характеристики медьсодержащего минерального сырья, используемого в исследованиях;
- термодинамическое обоснование процесса выщелачивания меди из рудного сырья с использованием серной кислоты;
- изучение влияния различных факторов на процесс выщелачивания цветных металлов.

Научная новизна работы - предлагается новая комбинированная технология, включающая в себя процесс выщелачивания меди растворами серной кислоты с добавкой окислителя и продувкой кислорода.

Теоретическая и методологическая основа работы:

- использование программного комплекса «HSC Chemistry 5 Technology Engineering Research Stainless Steel Copper Zinc Metals» компании «Outokumpu Oyj» (Финляндия) и данных термодинамических величин для различных систем;
- применение современных методов физико-химического анализа, в том числе рентгенодифракционного, рентгеноспектрального, элементного, титриметрии, pH-метрии;
- стандартные расчеты обработки результатов экспериментов по выщелачиванию.

Практическая база выполнения исследований. Диссертационная работа - результат экспериментальных исследований, выполненных автором в Сәтбаев Университеті, на кафедре «Металлургические процессы, теплотехника и технология специальных материалов» Института Metallургии и промышленной инженерии.

Публикации по теме магистерской диссертации:

Набиев Т.С., Рахимбаев С.М. Извлечение меди из хвостов выщелачивания руд Труды Международных Сатпаевских чтений «Современное развитие технологий в обогащении полезных ископаемых и металлургии» Том 1, г. Алматы, 2020, с. 531-534

1 Аналитический обзор литературы

1.1 Современное состояние цветной металлургии в Казахстане

Традиционно в Республике Казахстан (РК) большое влияние на формирование макроэкономических показателей хозяйственной деятельности оказывает ее горно-металлургический комплекс. По данным Комитета по статистике Министерства национальной экономики Республики Казахстан доля горно-металлургического комплекса (без учета добычи нефти и газа) по отношению к совокупному объему промышленного производства в стране составляет 28,4 %, из которых на горнодобывающую промышленность приходится 10,1 %, а на металлургическую – 18,3 %. На долю отрасли приходится около 12 % ВВП РК по данным 2016 г. (без учета нефти и газа) и 23 % экспорта. Динамика развития горно-металлургической промышленности имеет тенденцию к росту: за период 2012-2016 гг. совокупный объем производства в горно- металлургической отрасли вырос в 1,5 раза. Устойчивое развитие горно- металлургического комплекса является основой конкурентных преимуществ Казахстана на мировом рынке сырья и готовой продукции в условиях глобальных вызовов, что подтверждено государственной задачей [13, 17].

Цветная металлургия Казахстана является старейшей и ведущей отраслью промышленности, развитие которой базируется на колоссальных ресурсах полезных ископаемых и оказывает огромное влияние на формирование всего промышленного комплекса Республики Казахстан.

Наибольшую долю в составе продукции горнодобывающей промышленности занимает добыча руд цветных металлов, в 2016 г. ее удельный вес достиг 40 % (рис. 1.1) [22]. Благодаря этому Казахстан занимает сильные позиции на мировом рынке цветных металлов: 9-е место в мире по запасам меди, 11-е место по добыче и 7-е место по производству рафинированной меди [24]. Доля республики в мировом производстве меди составляет 2,3 % [12, 13]. Руды цветных металлов Казахстана отличаются высоким качеством: усть - каменогорский цинк, балхашская и жезказганская медь зарегистрированы в качестве эталонов на Лондонской бирже цветных металлов [12].

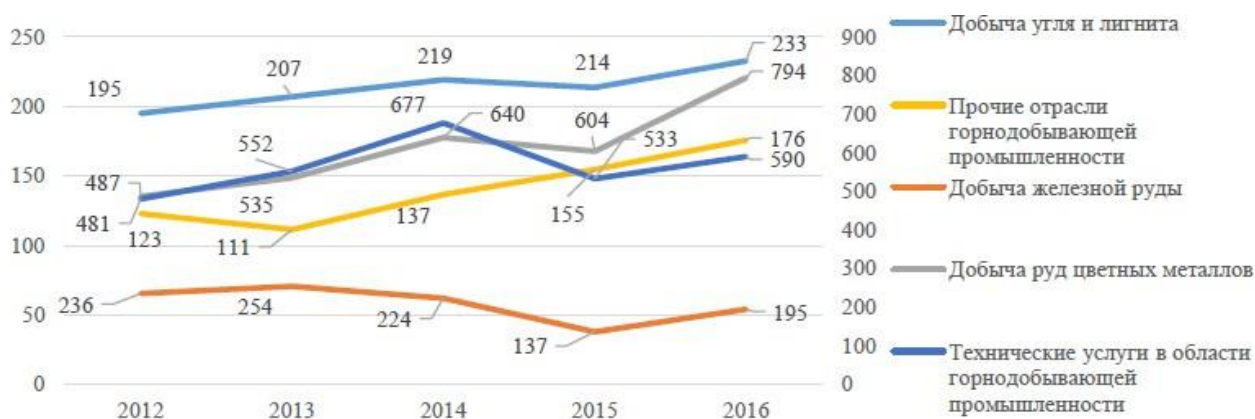


Рисунок 1.1 – Динамика добычи в горнодобывающей промышленности Республики Казахстан по видам деятельности в 2012-2016 гг., в млрд тенге

Цветные металлы Казахстана отличаются высоким качеством. Так, усть-каменогорский цинк, балхашская и жезказганская медь зарегистрированы в качестве эталонов на Лондонской бирже цветных металлов. В настоящее время Казахстан экспортирует цветные металлы более чем в 30 стран мира. Доля цветной металлургии в валовом внутреннем продукте (ВВП) Казахстана составляет около 12 %, при этом около 27 % от валютного дохода приходится на эту отрасль промышленности. Удельный вес цветной металлургии в ВВП вырос более чем в 2 раза после обретения республикой суверенитета. Если внутреннее потребление продукции цветной металлургии остается почти стабильным, то экспорт продукции постоянно растет. По оценкам зарубежных экспертов, Казахстан занимает сильные позиции на международном рынке цветных металлов. По уровню производства Казахстан входит в число крупных в мире производителей и экспортеров рафинированной меди. Доля республики в мировом производстве меди составляет 2,3 % [12]. При этом практически вся производимая в стране медь экспортируется за рубеж. Основными импортерами казахстанской меди являются Италия, Германия и другие страны. Казахстан является третьим среди новых независимых государств, производителем золота, добыча и производство которого увеличивается с каждым годом. В стране зарегистрировано свыше 170 золотоносных месторождений. Главные отрасли цветной металлургии Казахстана медная, свинцово-цинковая и недавно появившиеся алюминиевая и титаномагниева. Каждая из этих отраслей имеет большое межгосударственное значение и представлена рудниками и карьерами, обогатительными фабриками и заводами, которые вместе нередко образуют крупные комбинаты. Такая форма организации производства цветных металлов в Казахстане связана с особенностью их руд, низким содержанием чистого металла от 1 до 5–6 %, а рассеянных металлов даже менее 1 %. Поэтому руды цветных металлов подвергаются многократному обогащению и только тогда образуются концентраты с высоким содержанием металла. Причем обычно в руде

содержится несколько полезных элементов, и каждый из них извлекается отдельно в разных цехах по принципу комплексной переработки сырья [1].

Оценивая динамику объёмов производства продукции цветной металлургии в стоимостном выражении, следует отметить положительную динамику показателей, которые выросли за период с 2011 по 2015 г. на 29,4 %, что представлено в таблице 1.1.

В общей структуре промышленного производства Республики Казахстан на долю цветной металлургии по итогам 2019 г. приходилось 6,2 %, в структуре металлургической промышленности - 59,62 %.

В производстве цветных металлов в натуральном выражении за период 2010-2014 г. повысились темпы роста по следующей продукции:

серебро необработанное - на 178,2 %,
серебро аффинированное - на 178,2 %,
золото необработанное - на 164,3 %,
золото аффинированное - на 200,4 %,
свинец необработанный рафинированный - на 121,5 %,
цинк необработанный - на 101,9 %.

Снижение темпов роста наблюдалось по следующим видам продукции:

алюминий необработанный - на 87,2 %,
медь рафинированная - на 90,9 %,
металлам цветным прочим и изделиям из них - на 56,1 %.

Объёмы производства продукции цветной металлургии в натуральном выражении за 2014-2019 г. представлен в таблице 1.

Таблица 1.2 – Объём производства продукции цветной металлургии Республики Казахстан в 2011-2015 годы

	2011	2015	2015/2011, %
Серебро необработанное и полуобработанное или в виде порошка, кг, в том числе:	550,7	981,9	178,2
Серебро аффинированное, т	547,7	976,4	178,2
Золото необработанное и полуобработанное или в виде порошка, кг, в том числе:	29,9	49,2	164,3
Золото аффинированное, т	13,3	26,7	200,4
Алюминий необработанный; глинозем, тыс. т	1867,0	1627,4	87,2
Свинец необработанный рафинированный, кроме порошков и чешуек, тыс. т	103,1	125,3	121,5
Цинк необработанный, т	318,8	324,8	101,9
Медь рафинированная в виде заготовок, кроме изделий спеченных, подвергнутых прокатке, экструдированию, ковке, тыс. т	323,4	293,9	90,9
Металлы цветные пр. и изделия из них, тыс. т	35,5	19,9	56,1

Таблица 1.3 – Крупные предприятия цветной металлургии Республики Казхстан

Наименование предприятия	Вид производства
ТОО «Казхмыс»	Производство меди
ТОО «Казцинк»	Производство свинца, цинка и олова
ТОО «Шалкия Цинк ЛТД»	Добыча и обогащение свинцово-цинковой руды
АО «Алюминий Казхстана»	Производство алюминия
АО «Казхстанский электролизный завод»	Производство алюминия
АО «УКТМК»	Производства титана, магния, вольфрама.
АО «Алтынтау Resources»	Производство благородных металлов
АО «Алтынапмас»	Производство золота
ТОО «Бакырчикское горнодобывающее предприятие»	Добыча золота
АО «ГМК Казхалтын»	Добыча золота
АО «Майкаинзолото»	Добыча золота
АО «Варваринское»	Добыча меди и золота

По состоянию на 1 января 2015 г. в цветной металлургии Республики Казхстан функционировало 36 крупных и средних предприятий (не считая малых). Основными крупными предприятиями отрасли являются «Казхмыс», «Казцинк», «ERG» и другие. Крупные предприятия цветной металлургии приведены в таблице 1.2. [12].

1.2 Производство меди в Казхстане

Республика Казхстан является традиционно медной страной и эта отрасль является инвестиционно привлекательной. В горнорудном секторе самым приоритетным направлением инвестирования недропользования является добыча и производство урана – \$ 869,4 млн, на втором месте стоит производство меди – \$ 781,1 млн в 2016 г. Добыча меди в Казхстане, в том числе и получение меди в концентрате, производство рафинированной меди, поступательно растут[11].

Таблица 1.4 – Добыча медных руд в 2011-2015 гг.

Добыча медных и медно-цинковых руд, тыс. т					
	2011	2012	2013	2014	2015
руды медные	34 396,1	38 905,8	41 291,3	38 368,9	42 420,1
концентраты медные	1 862,3	4 524,0	6 935,3	9 377,8	9 433,8
руды медно-цинковые	4 192,2	4 828,2	5 560,9	5 457,7	5 044,6
медь в медном концентрате	405,3	419,2	440,3	458,8	458,1

Таблица 1.5 – Производство меди в Казахстане в 2011-2015 гг.

Производство меди и изделий из нее, тыс. т					
	2011	2012	2013	2014	2015
медь черновая	303	302, 18	269, 22	214	309, 35
медь рафинированная необработанная, нелегированная	338, 52	367, 16	352, 06	294, 8	394, 64
Проволокка медная	32,3	24,3	12,3	12,8	8,2

Эксплуатируются преимущественно месторождения медистых песчаников, медно-порфировые и колчеданно - полиметаллические. В 2017 г. добыча медных руд в Казахстане составила почти 78,5 млн т и 5,77 млн т руд медно-цинковых [17]. Из них 26 млн т добыто в Карагандинской области, 28,5 млн т – в Павлодарской и 18,3 млн т – в Восточно-Казахстанской областях. Всего было произведено 10,5 млн т медного концентрата и 408435 т рафинированной меди [20]. Производство рафинированной меди сосредоточено главным образом в Карагандинской области: в 2017 г. произведено 314730 т, и в Восточно-Казахстанской области, соответственно, 79651 т [7].

Основными потребителями меди в мире являются строительство и высокотехнологичные отрасли промышленности, а ожидание появления новых областей применения меди и прогнозы производителей в отношении развития мирового рынка меди приводят к увеличению объемов вновь вводимых мощностей [6]. Мировой спрос на рафинированную медь растет и в 2017 г. составил 24,4 млн т по данным UBS Global Researched. Глобальный рост населения, продолжающаяся урбанизация требуют значительных инвестиций в инфраструктуру, основным сырьем для которой по-прежнему является медь. Наблюдаемый в последние годы рост цен на медь на Лондонской бирже металлов (London Metal Exchange, LME) показывает целесообразность и дальнейшего вложения средств в развитие медной отрасли, в том числе и в Республике Казахстан.

Крупнейшие производители меди в Казахстане – «Казахмыс» (добыча 0,23 млн т в 2016 г., виды товарной продукции медь, цинк), «Kaz Minerals» (0,18 млн т, товарная продукция медь), «Казцинк» (0,5 млн т, товарная продукция цинк, свинец, медь, алюминий) [25].

Достоверно разведанные запасы меди в Казахстане оцениваются примерно в 36,6 млн т [43]. Обеспеченность горнодобывающих предприятий подготовленными к эксплуатации запасами меди невелика и составляет ориентировочно 25-30 лет. Основной объем балансовых запасов и месторождений меди [39] сосредоточен в Восточном и Центральном Казахстане, при этом большая их часть заключена в бедных медно-порфировых месторождениях. Резервом для укрепления минерально-

сырьевой базы является ряд колчеданно- полиметаллических месторождений на востоке республики (Артемьевское, Космурун, Акбастау и др.). В Центральном Казахстане подготовлено к эксплуатации медно-порфировое месторождение Нурказган с рудами высокого качества, в Южном Казахстане – медное месторождение Шатырколь, а в Жезказганском горнорудном районе – одно из крупнейших в стране месторождений Жаман-Айбат [39]. Значительным потенциалом обладают также месторождения медно-порфирового типа, такие как Актогай, Айдарлы, Коксай и Бозшакольское [39]. Вовлечение этих месторождений в отработку было связано, прежде всего, с решением технологических проблем, позволяющих вести рентабельную отработку низкосортных руд.

Основные проекты роста корпорации «Kaz Minerals» – это проекты разработки месторождений Бозшаколь и Актогай. Полная проектная мощность обогатительных фабрик Бозшакольского ГОКа составит 30 млн т руды в год [25]. Срок эксплуатации рудника – более 40 лет, содержанием меди в руде – 0,36 %. Объем производства в первые 10 лет составит 100 тыс. т меди в катодном эквиваленте и 120 тыс. унций золота в концентрате в год [25]. Запасы меди на месторождении Актогай оценены в 5,8 млн т меди и 115 тыс. т молибдена. Срок эксплуатации рудника Актогай составит более 50 лет, содержание меди в окисленной руде 0,37 % и 0,33 % – в сульфидной руде. Годовая мощность обогатительной фабрики по переработке сульфидной руды составит 25 млн т [25]. Операционные затраты месторождения Актогай являются конкурентными среди международных медедобывающих проектов. Объем производства в первые 10 лет составит 90 тыс. т меди в катодном эквиваленте из сульфидной руды и 15 тыс. т [25] катодной меди из окисленной руды. Медное производство Группы «Kaz Minerals» в ближайшие годы ожидается в диапазоне 270-300 тыс. т [13].

Крупнейшей корпорацией, осуществляющей добычу медьсодержащих руд на территории Казахстана, и входящей в первую десятку медных компаний мира, является ТОО «Корпорация «Казахмыс», которой в 2017 г. было произведено 233,77 тыс. т меди в катодном эквиваленте [38]. На эту компанию приходится около 85 % выпускаемого в стране медного концентрата и 90 % рафинированной меди. Главной сырьевой базой ТОО «Корпорация Казахмыс» по-прежнему остается Жезказганское месторождение. Однако, за многолетний период интенсивной отработки месторождения произошло количественное и качественное истощение минерально-сырьевой базы и основная часть балансовых запасов Жезказганского месторождения на сегодняшний день отработана. К 1980- 1990 гг. содержание меди в руде снизилось до 1,08 %, сейчас фабрики работают с рудой, содержащей 0,7 - 0,8 % меди) Поэтому в качестве резерва восполнения сырьевой базы ПО «Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» рассматриваются забалансовые запасы действующих рудников, включая [32] смешанные руды в зонах обрушения, в нарушенных опорных целиках, в охранных целиках, в выклинках рудных тел, и накопленные техногенные образования, представленные бедными окисленными и

смешанными рудами в рудных отвалах и отходами обогащения руд в хвостохранилищах.

Таблица 1.6 – Сырьевая база для развития физико-химической геотехнологии на медных месторождениях Казахстана [108]

Месторождение	Основные минералы меди, прочие рудные минералы	Количество руды, млн. т	Массовая доля меди, %	Запасы меди, тыс. т
Коунрадское (медно-порфировое). Отвалы окисленных забалансовых руд: №9, 10 №6, 7 №5 Отвалы сульфидных забалансовых руд №1, 2	Малахит, халькозин, ковеллин, халькопирит, брошантит, хризоколла, тенорит, куприт, азурит, самородная медь	14,1 12,2 ~5024,6	0,32 0,14 0,2 0,27	45,2 17,5 ~10077,3
Бозшагольское (медно-порфировое) Забалансовые окисленные и смешанные руды	Атакамит, малахит, азурит, хризоколла, халькопирит, халькозин, ковеллин, куприт	38,6	0,23	89
Актогайское (медно-порфировое) Руды зоны окисления	Хризоколла, малахит, халькопирит, халькозин, борнит, куприт, халькантит	90	0,35	315
Жезказганское (медистые песчаники) Породные отвалы, содержащие забалансовые окисленные, смешанные и сульфидные руды	Малахит, азурит, халькозин, борнит, халькопирит, гематит, магнетит, пирит	370	0,2-0,7	1665

Существенное истощение минерально-сырьевой базы, сокращение балансовых запасов руд и одновременно нахождение значительных запасов

металлов в техногенных минеральных образованиях являются характерными тенденциями для многих горнодобывающих предприятий страны. При этом практически на всех меднорудных предприятиях имеется в значительных объемах нетрадиционное минеральное сырье в виде отвалов бедных и забалансовых руд с низким содержанием металлов, в качестве потерь в недрах месторождений оставлены как богатые, так и бедные руды в виде целиков, отдельных локальных рудных тел, в закладочном массиве, в зонах обрушения, в неразработанных минерализованных зонах ранее некондиционных руд, которые в соответствии с горнотехническими условиями эксплуатации месторождений или из-за низких содержаний полезных компонентов не отрабатывались.

Кроме того, накоплены огромные количества отходов горно-обогатительного и металлургического производств. Запасы ценных компонентов в таких техногенно-минеральных образованиях исчисляется десятками тысяч тонн цветных, редких и благородных металлов и в настоящее время практически не используются. Объемы забалансовых руд в отвалах, в виде окисленных и смешанных руд в зонах окисления, в недрах и накопленных на поверхности техногенных образованиях на крупных месторождениях меди в Казахстане, являются значимыми потенциальными ресурсами для восполнения минерально-сырьевой базы меднорудной отрасли при переработке их комплексными технологиями обогащения и выщелачивания (табл. 4).

По данным [11] на горнорудных предприятиях Казахстана в отвалах и хвостохранилищах находится более 20 млрд т техногенного минерального сырья, и ежегодно накапливается около 1 млрд т. Отходы обогатительных фабрик и металлургических заводов требуют [25] формирования специальных инженерных сооружений для хранения техногенного сырья, а сами отходы содержат не только полезные, но и вредные компоненты, которые оказывают негативное влияние на окружающую среду.

Вопросы рационального и комплексного использования сформированной техногенной минерально-сырьевой базы приобретают для медной отрасли Республики Казахстан первостепенное значение, что подразумевает повышение полноты освоения запасов эксплуатируемых месторождений, снижение потерь, как при добыче, так и при переработке минерального сырья, решение вопросов утилизации накопленного в отвалах забалансовых руд, хвостохранилищах, шлакоотвалах техногенного минерального сырья. Проблема представляется актуальной не только с точки зрения расширения сырьевой базы металлургической и химической промышленности, увеличения добычи и выпуска металлов, но и с позиции ликвидации отвалов, высвобождения значительных площадей общественно полезных земель, охраны окружающей среды. Это обусловлено тем, что отвалы забалансовых и некондиционных руд, минерализованных горных пород, отработанные месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, мышьяка и других металлов [10].

Для пополнения минерально-сырьевой базы меди в РК в последние годы были исследованы окисленные и смешанные медные руды более 15-ти месторождений: Актогай, Коунрад, Бенкала, Нурказган, Шатыркуль, Карчига, Таскора, Борлы, Аяк-Коджан, Бозшаколь, Байтемир, Бесчоку, Жезказган, Вавилонское. Разработаны гидрометаллургические технологии извлечения меди из забалансовых, окисленных медных руд с применением методов выщелачивания, экстракции – электролиза, обеспечивающих высокое извлечение меди в высокосортную товарную продукцию – катодную медь высокой чистоты с содержанием меди 99,99 %. Результаты научно-исследовательских работ по кучному выщелачиванию, полученные в Восточном научно-исследовательском горно-металлургическом институте цветных металлов – филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИЦветмет», начиная с 1997 г., используются при составлении ТЭО и разработке регламентов на проектирование [32], и уже легли в основу целого ряда металлургических проектов по кучному выщелачиванию [32] меди в Казахстане.

К числу реализованных в последние годы в проектных решениях комбинированных технологий относятся крупные проекты эксплуатации отвалов окисленных руд месторождения Коунрад, кучного выщелачивания окисленных руд карьерной крупности на месторождениях Актогай и Бозшаколь, кучного выщелачивание дробленной руды на месторождениях Аяк-Коджан, Ай. В 2012 г. был запущен гидрометаллургический завод [29] в ТОО «KazCopper» по переработке смешанных медных руд месторождения Бенкала, проектной мощностью 7 тыс. т по катодной меди в год, а в 2014 г. введен в эксплуатацию экстракционный завод производительностью 2,5 тыс. т катодной меди в год на месторождении Аяк-Коджан, построенный ТОО «Eurasia Copper Operating» [32]. На месторождении Актогай (KAZ Minerals PLC) переработка окисленной руды по технологии кучного выщелачивания, жидкостной экстракции и электролиза (SX/EW) началась в IV квартале 2015 г. В 2016 г. уже было получено 18,1 тыс. т катодной меди на комплексе по переработке окисленной руды. Общая себестоимость переработки окисленной руды на Актогае оценена в 110-130 центов США/фунт [84].

Переработка отвалов, накопившихся в процессе деятельности Коунрадского рудника, производится по технологии кучное выщелачивание – жидкостная экстракция – электролиз. Традиционная для мира технология SW-EX в Казахстане впервые была использована на проекте Коунрад. Общее количество меди в отвалах оценивается в 587 тыс. т, из них извлекаемой меди – около 240 тыс. т. [26]. Для переработки растворов выщелачивания в 2008 г. был введен в эксплуатацию опытный завод, производительностью 200 кг катодной меди в сутки [28]. Готовой продукцией являются медные катоды марок М00к и М0к. Завод по производству катодной меди ТОО «Медная компания Коунрад» (пос. Коунрад, Карагандинская обл.), работающий по технологии SW-EX на окисленных, смешанных и сульфидных рудах отвалов коунрадского рудника, был введен в строй по

Карте индустриализации в 2012 г., совместно с британской компанией Central Metals Asia и вышел на проектную мощность 10 тыс. т катодной меди в год запуска. В 2016 г. производство меди на Коунраде выросло с 12 тыс. т до 14 тыс. т. Перспективной сырьевой площадкой проекта являются Западные отвалы, строительство которой было завершено в 2016 г. с объемом капитальных затрат \$13,5 млн [15].

Вовлечение в эксплуатацию техногенной сырьевой базы имеет важное социальное, экономическое и экологическое значение для Жезказганского региона, где накоплены миллиардные объемы техногенных георесурсов в целиках, зонах обрушений, в отвалах вскрышных пород, пород от проходки подземных горных выработок, в отвалах забалансовых руд, в хвостохранилищах обогатительных фабрик, в шлаковых отвалах металлургического производства, в условиях качественного и количественного истощения балансовых запасов действующих рудников. Результаты проведенной ревизии запасов природного и техногенного сырья Жезказганского месторождения показали, что из общего числа медьсодержащих забалансовых запасов (540 млн т) пригодными к отработке являются около 400 млн т руды со средним содержанием меди в товарной руде 0,31 %. Поэтому в общей структуре учета запасов месторождений Жезказганского горнопромышленного региона [32] необходимо производить оценку состояния и движения запасов техногенного сырья, и разрабатывать инновационные решения по их вовлечению в промышленную эксплуатацию современными физико-техническими и физико-химическими геотехнологиями, зачастую, отличными от базовых технологий добычи и обогащения медных руд месторождений данного региона [18].

Для условий Жезказганского месторождения внедрение инновационных геотехнологий добычи руд в ранее потерянных целиках, в зонах обрушений [17], добычи и переработки нетрадиционного для данного месторождения низкосортного медьсодержащего сырья – бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд и лежалых хвостов из хвостохранилища способно продлить срок устойчивой работы горно-перерабатывающего комплекса не менее чем на 40 лет. Первым этапом расширения минерально-сырьевой базы регионообразующего предприятия – производственного объединения

«Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» определено вовлечение в переработку имеющегося в Жезказганском регионе медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство традиционными способами: упорные окисленные руды карьеров Клубный и Больничный, участка Кресто Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые руды участков Кресто, Златоуст и Покро-Север Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые забалансовые руды месторождения Таскора, заскладированные в отвале [9, 17, 18]. Объемы окисленных и смешанных руд на этих месторождениях, пригодных для первоочередной отработки, составляют свыше 6 млн т с запасами меди 59,35 тыс. т, серебра – 64,79 т.

1.3 Потребление цветных металлов

На территории Республики производится целый спектр товарной продукции, включающий 25 видов цветных, редких, рассеянных и благородных металлов.

Цветная металлургия занимала и занимает значимое место среди других отраслей промышленности Казахстана. Согласно данным Агентства Республики Казахстан по статистике, в 2017 г. вся промышленность произвела продукции на сумму 7703,8 млрд тенге. Основная доля при этом пришлась на нефтегазовую отрасль (3871,8 млрд тенге или 50,3 %). Цветная металлургия находится по этому показателю на втором месте (905 млрд тенге или 11,7 %), далее следуют: пищевая промышленность (8,1 %), черная металлургия (7,2 %), энергетика (5,5 %) и другие отрасли.

На территории Республики производится целый спектр товарной продукции, включающий 25 видов цветных, редких, рассеянных и благородных металлов.

Наша страна почти полностью обеспечена рудами и концентратами медными, алюминиевыми, свинцовыми, цинковыми и хромовыми, благодаря которым в Республике Казахстан развита цветная металлургия.

Большая часть продукции отрасли реализуется на внешнем рынке. Так, 72,4 % алюминия необработанного в 2019 г. реализовано на внешнем рынке, 27,6 % - на рынке Республики Казахстан. По свинцу необработанному соответственно - 87,0 % и 23 %; цинку необработанному - 86,6 % и 13,4 %; меди рафинированной и сплавам медным, необработанным, лигатуре на основе меди - 87,2 и 12,8 %; полуфабрикатам из меди и сплавам медным - 68,8 и 31,2 %; проволоке медной - 70,8 и 29,2 %.

Однако, функционирование отечественного промышленного производства обеспечивалось также за счет импорта необходимой продукции более высоких переделов[4].

1.3.1 Цинк необработанный

Цинк необработанный в объеме 263,3 тыс. т экспортировался в 2015 г. на рынки стран СНГ – 18,0 тыс. т (или 6,8 %), остальные страны мира – 245,4 тыс. т (или 93,19 %).

Основными потребителями в странах СНГ были Украина (13,8 тыс. т или 76,85 % от всего объема данной продукции в страны СНГ), Россия (4,0 тыс. т или 22,08 %).

В остальных странах мира - Италия (69,4 тыс. т, или 28,24 % от всего объема данной продукции в остальные страны мира), Китай (97 т или 27,36 %), Нидерланды (43,3 тыс. т или 17,66 %), Турция (35,3 тыс. т или 14,39 %), Швейцария (24,4 тыс. т или 9,9 %), а также Афганистан, Германия, Пакистан, Словакия, Швеция[9].

В 2019 г. цинк необработанный экспортировался в объеме 263,1 тыс. т, в том числе на рынки стран СНГ -6,6 тыс. т (или 6,8 %), остальные страны мира – 256,6 тыс. т (или 97,5 %).

Основным потребителем в странах СНГ была Украина (6,6 тыс. т или 100 % от всего объема экспорта данной продукции в страны СНГ).

В остальных странах мира - Китай (173,6 тыс. т, или 67,67 % от всего объема данной продукции в остальные страны мира), Турция (82925,1 т или 32,3 %), а также Литва.

Основным потребителем цинка в Республике Казахстан является АО «АрселорМиттал Темиртау», который использует данный металл для выпуска оцинкованного проката.

1.3.2 Рафинирования меди

Медь рафинированная и сплавы медные необработанные в объеме 277,5 тыс. т экспортировалась в 2015 г. на внешние рынки, в том числе на рынки стран СНГ - 140,0 т (или 0,1 %), остальные страны мира – 277,4 тыс. т (или 99,9 %).

Основными потребителями в странах СНГ в 2015 г. были Азербайджани Беларусь. В остальных странах мира - Китай (166,0 тыс. т, или 59,6 % от всего объема данной продукции в остальные страны мира), Великобритания (95,3 тыс. т или 34,3 %), а также Турция, Корея, Германия и другие страны мира.

В 2015 г. картина по потребителям практически не изменилась. Медь рафинированная и сплавы медные необработанные в объеме 277,6 тыс. т экспортировались в 2019 г. на внешние рынки, в том числе на рынки стран СНГ -0 т (или 0,0 %), остальные страны мира – 258,6 тыс. т (или 100 %).

Основными потребителями в остальных странах мира являются Китай (173,6 тыс. т, или 67,1 % от всего объема данной продукции в остальные страны мира), Великобритания (10,0 тыс. т или 3,8 %), Германия (2,3 тыс. т или 0,86 %), а также Мальта, Египет, Италия, Литва, Нидерланды[5, 10].

1.3.3 Уровень использования производственных мощностей цветных металлов.

Уровень использования производственных мощностей по продукции цветной металлургии в 2014 г. характеризовался следующими показателями: медь рафинированная- 71,1 %; цинк необработанный -76,2 %. Баланс и использование производственных мощностей в производстве продукции цветной металлургии приводится в таблице 3[11].

Таблица 1.7 – Использование производственных мощностей в цветной металлургии Республики Казахстан за 2015-2019 годы*

	Баланс мощностей			Использование производственных мощностей, %;		
	2015	2019	2015/2019, %	2015	2019	2015/2019, п.п.
Серебро, необработанное, тыс. Т	2,1	2,1	100,0	25,8	30,4	4,6
Золото, необработанное или в виде порошка, т	97,1	97,2	100,0	30,9	37,7	6,8
Медь рафинированная, тыс. т	405,9	475,9	117,2	79,7	71,7	-8,6
Свинец необработанный, тыс. Т	226,8	226,8	100,0	45,6	49,2	3,6
Цинк необработанный, тыс. т	419,4	419,9	100,1	76	76,2	0,2

1.4 Выщелачивание смешанных руд цветных металлов

Выщелачивание - процесс отбора одного или нескольких компонентов из руд, концентратов или промежуточных продуктов металлургической переработки в водный раствор с целью отделения его от свободных пород.

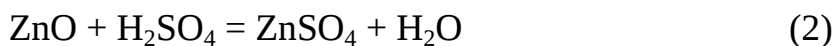
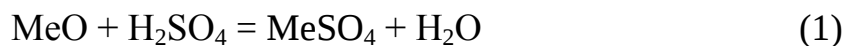
Выбор растворителей зависит от многих факторов, основными из которых являются:

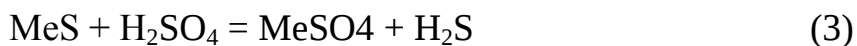
- химическая и физическая природа исходного материала;
- стоимость растворителя;
- коррозионное воздействие растворителя на аппаратуру;
- вкусовые качества действия растворителя по отношению к выщелачиваемому компоненту;
- способность растворителя к регенерации (например, при выщелачивании ZnO серная кислота регенерируется в процессе электролиза).

Наиболее распространенные виды растворителей: кислоты, растворители солей, щелочи. В том числе остановимся на кислотах.[3, 8, 18, 21].

Кислоты. Наиболее часто используется H_2SO_4 . Он является хорошим растворителем многих полупродуктов и руд, отличается низкой стоимостью и оказывает относительно слабое коррозионное воздействие на аппаратуру.

Серную кислоту используют при выщелачивании различных продуктов:





1.4.1 Виды выщелачивания

Прямое выщелачивание раствора (перколяция). Перколяция, извлечение металлов из руд путем прямого выщелачивания с поглощением раствора из сложного слоя легко выщелачиваемых крупномерных руд.

Скорость поглощения (см\ч), измеряемая в единицах времени, зависит от многих факторов снижения уровня раствора с материалом в чане. В том числе и самое важное:

- пористость материала;
- от степени его запыленности;
- высота погрузки в чан. [18, 21]

Чем больше размер гранул материала, тем выше скорость поглощения раствора, поэтому в этом случае слой материала становится пористым. При увеличении содержания песчаной фракции в материале снижается скорость поглощения, увеличивается количество влаги, удерживаемой песком, и уменьшается процент выделения материала в раствор. Также на скорость поглощения влияет глубина загрузки в чан. С увеличением высоты песчаного слоя в чане скорость поглощения уменьшается.

Перколяция имеет следующие недостатки: малую интенсивность, трудности механизации загрузки и извлечения, не высокую степень выделения металлов из-за сложности поглощения раствора через ворсинки материала (70-80 %).

Перколяционный метод относится к числу устаревших процессов. Тем не менее, этот процесс очень дешевый и все еще используется в отдельных отраслях промышленности[23].

Выщелачивание путем перемешивания. Измельченный до известной крупности материал (руда, концентрат, нагар и др.) смешивают с добавлением растворителя в виде пульпы, который составляет 40 – 70 % твердого вещества. По сравнению с перколяционным методом эффективность этого метода выше. Результативность процесса обусловлена высокой скоростью выделения и растворения полезных ископаемых.

Но процесс выщелачивания путем перемешивания более затратен из-за следующих проблем: измельчение материала, смешивание пульпы (пульпы) и обезвоживание (фильтрация).

По погрузке твердых и жидких веществ (по времени) различают непрерывные и периодические.

Периодически-взаимодействующие вещества (твердая и жидкая фазы) загружаются в аппарат одновременно. После перемешивания через

определенное время продукты выщелачивания удаляют.

Непрерывно-взаимодействующие вещества (твердая и жидкая фазы) непрерывно загружают в аппарат и непрерывно выпускают продукты выщелачивания. [27]

Подземное и кучное выщелачивание. Эти виды выщелачивания, в отличие от перколяционного, не требуют заводских аппаратов и проводятся в естественных условиях.

Использует метод подземного выщелачивания из-за того, что он пригоден для переработки и обогащения на древних месторождениях или бедных руд больших размеров, оставшихся от разработки, другим способом. Специальные шурфы, через скважину, направляют выщелачивающий раствор со стороны выше пласта руды. Этот раствор поглощается из толстой руды и стекает по специальному каналу вниз или вытесняется на поверхность. При этом раствор обогащается металлом. Особой характеристикой процесса является его очень медленный отток и получение бедных растворов по металлу, затраты на подземное выщелачивание невелики, поэтому он пригоден для использования рядом месторождений [29].

Отвалное выщелачивание, в отличие от подземного выщелачивания, требует предварительной подготовки исходной руды. Бедную руду (0,3 – 2 %) измельчают до 10-30 мм и собирают на поле в виде кучно нарезанной пирамиды.

На площадке его покрывают дегтем или асфальтом, чтобы раствор не впитался. Процесс проводится путем периодического орошения (орошения) отвалов растворителем кислоты или полученным после цементации обратимым раствором. Раствор направляется вверх, который распределяется с помощью канала или распылителя. Химизм процесса выщелачивания такой же, как и в процессе подземного выщелачивания.

Проточный раствор собирают в отстойник (отстойник), где половина его направляется на орошение (орошение), а половина-на обогащенную цементировку.

Бактериальное выщелачивание. Известно, что бактерии, которые происходят в горных водах и местах при обогащении сульфидной руды, окисляют серу и железо. Эти бактерии окисляют сульфид железа, образуя слабый кислотный раствор, и в этом растворе растворяются оксиды и сульфиды цветных металлов. В настоящее время бактериальное выщелачивание используют медь, уран и золотообразующие руды при отвальном и подземном выщелачивании.

Максимальная активность бактерии наблюдается в кислой среде с pH 2,5-2,8 и при температуре 30-35 °С. Для всех микроорганизмов, для нормальной жизнедеятельности бактерии необходим кислород.

Автоклавного выщелачивания. Процесс выщелачивания, протекающий при высоком давлении газовой фазы и при высоких температурах.

Существует два вида автоклавного выщелачивания: кислородное и бескислородное.

Преимущества процесса: возможность переработки труднодоступного для переработки металлургического сырья, высокая степень разделения металла на растворы, высокая скорость процесса.

Недостатки: повышенная ценность процесса, связанного с использованием дорогостоящего оборудования [27, 34]

Авторы исследовали комбинированный способ выщелачивания [40]. Он включает растворение солубилизируемых компонентов руды при помощи выполнения двух или более последовательных стадий выщелачивания, с первой стадией, включающей выщелачивание при атмосферном давлении (AL), и со второй стадией выщелачивания под давлением (HPAL). Этот комбинированный способ протекает, когда фракцию руды среднего размера (0,075-0,5 мм) (1) подвергают выщелачиванию при атмосферном давлении (AL), получая поток (3) с высокой концентрацией растворенного железа и алюминия, также как и высокой концентрацией остаточной кислоты. Этот вышеупомянутый поток (3) подают на следующую стадию выщелачивания под давлением (HPAL) мелкой фракции руды (<0,075 мм) (4) и повторно используют содержащуюся свободную кислоту. Протекает реакция гидролиза сульфатов железа и алюминия, что приводит к осаждению железа и алюминия и, таким образом, к регенерации серной кислоты. Техническим результатом явились уменьшение количества потребляемой кислоты, используемой для выщелачивания.

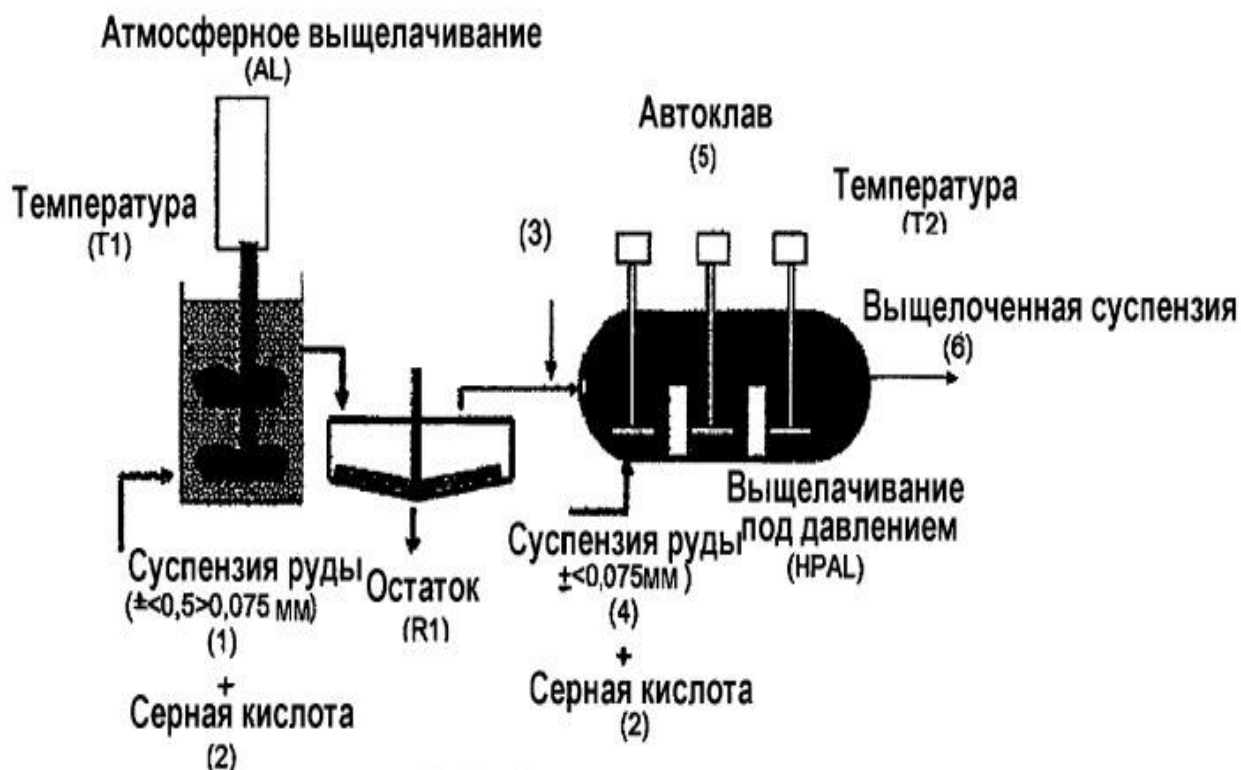


Рисунок 1.2 – Показывает схематический чертеж комбинированного выщелачивания

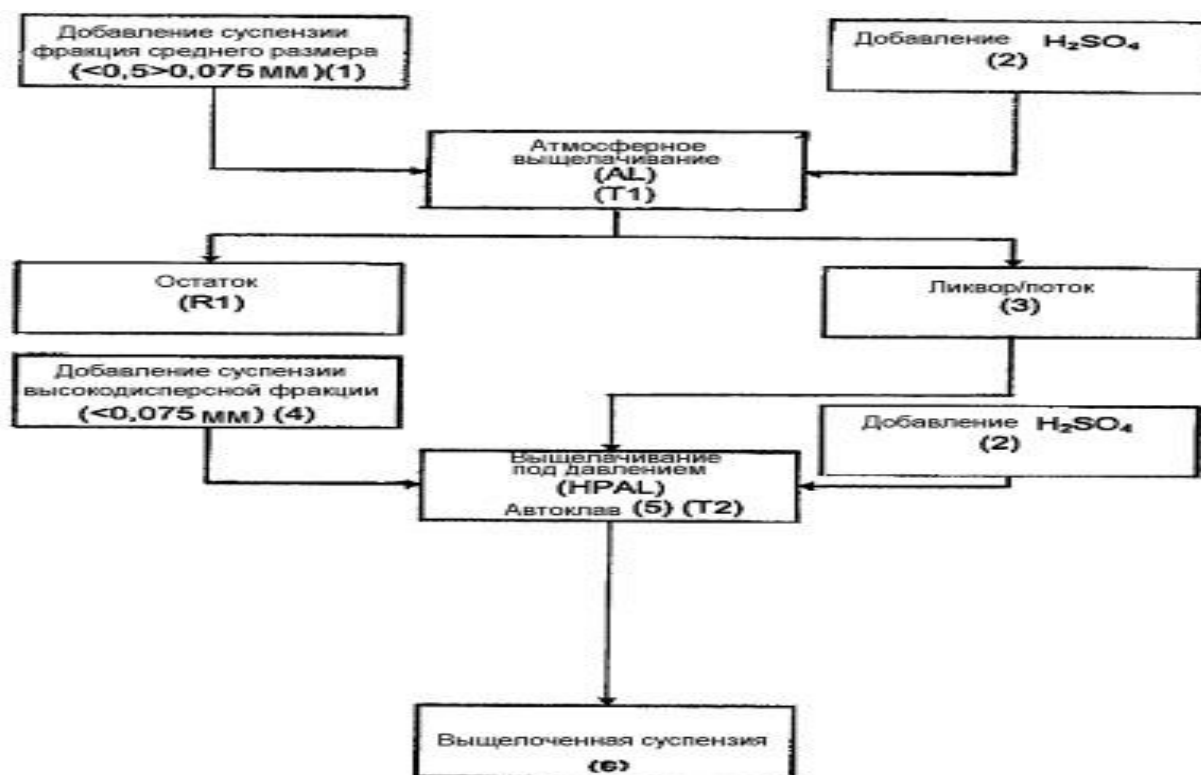


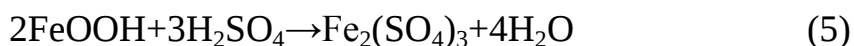
Рисунок 1.3 – Показывает блок-схему комбинированного способа выщелачивания

Как показано на рисунке 1.2 и 1.3 комбинированный способ последовательного выщелачивания включает выщелачивание при атмосферном давлении (AL) с последующим выщелачиванием под давлением (HPAL). Суспензию фракции гранулометрического состава среднего размера ($< 0,5 \text{ мм} > 0,075 \text{ мм}$) (1) подвергают выщелачиванию при атмосферном давлении с серной кислотой (2) при температуре (T1) 95°C , с перемешиванием при 130 об/мин с 33 % твердого вещества в течение 6 часов. Поток (3) из первого выщелачивания (AL) вместе и с серной кислотой (2), и с мелкой фракцией ($< 0,075 \text{ мм}$) (4) добавляется в автоклав (5) для выщелачивания под давлением (HPAL) при температуре (T2) 250°C с перемешиванием при 500 об/мин, давлении 650 фунт/дюйм² и 34 % твердых веществ в течение 75 минут.

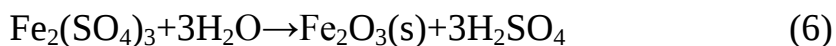
Поток (3) из выщелачивания при атмосферном давлении (AL) показывает содержание свободной кислоты, которая используется в выщелачивании под давлением (HPAL). Реакция гидролиза сульфата железа (III) и алюминия (III) в автоклаве приводит к осаждению Fe в форме гематита, а Al - в форме алунита с регенерацией серной кислоты (2). Механизмы выщелачивания в течение выщелачивания при атмосферном давлении (AL) и механизмы последующего осаждения железа и алюминия в течение выщелачивания под давлением (HPAL) могут быть описаны следующим образом.

Гоэтит растворяется при выщелачивании при атмосферном давлении

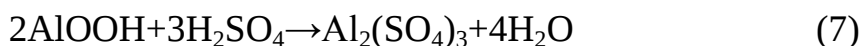
(AL)



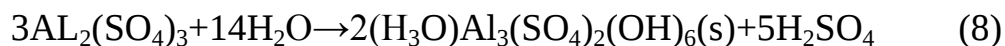
Образование гематита и генерирование серной кислоты (2) протекает при выщелачивании под давлением (HPAL) в результате процесса гидролиза.



Боемит растворяется при выщелачивании при атмосферном давлении (AL)



Образование алунита и генерирование серной кислоты (2) протекает при выщелачивании под давлением (HPAL) в результате процесса гидролиза.



Поскольку содержащаяся свободная кислота повторно используется и серная кислота (2) регенерируется из сульфата железа (III) и алюминия (III) в растворе, объем серной кислоты (2), который нужно добавить к выщелачиванию под давлением (HPAL), уменьшился, что эквивалентно потреблению в среднем только 60 % общего количества серной кислоты (2).

Другими словами, получено значительное уменьшение, порядка 40 %, количества добавляемой серной кислоты (2) при комбинированном выщелачивании, без нанесения ущерба экстракции никеля. Это уменьшение добавляемого количества серной кислоты (2) имеет прямое влияние на осуществимость данного проекта с экономической точки зрения.

К этому способу относится, но не ограничивается им, определенный режим работы, например температура, % твердого вещества, время и перемешивание. Нужно отметить, следовательно, что эти условия могут варьироваться в течение каждой последовательной стадии выщелачивания, без нанесения ущерба окончательным результатам процесса.

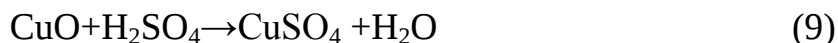
Тем не менее, следует отметить, что описанный и проиллюстрированный в этом документе преимущественный процесс эксплуатации подлежит возможным изменениям без какого бы то ни было отклонения от объема настоящего изобретения.

1.4.2 Выщелачивание медной руды

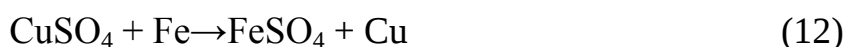
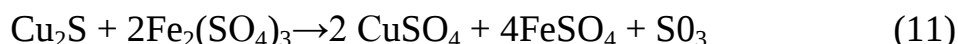
Имеются сведения о том, что выщелачивание меди из руды применялось в Венгрии XV в. и Испании (Рио-Тинто) несколько сотен лет назад.

При гидрометаллургическом способе извлечения меди бедные руды попадают на выщелачивание. Перед выщелачиванием медную руду измельчают и размалывают. Процесс выщелачивания происходит с другими растворами H_2SO_4 , NH_4OH и др.

Окисленные медные руды легко растворяются:

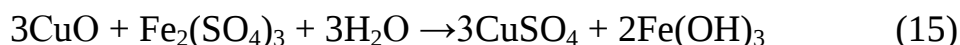
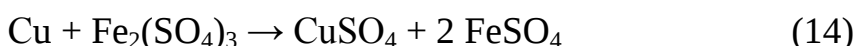


Сернистые соединения меди промывают сернокислым железом:

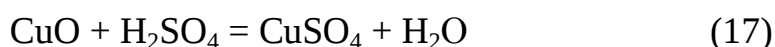


Растворы, используемые для выщелачивания медной руды, бывают нейтральными, кислыми и щелочными [29, 30].

Нейтральные растворители. Сюда относятся: вода и водные растворы солей $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, FeCl_2 , Fe_2Cl_5 , CuCl_2 и KCN . Вода используется в качестве растворителя только в исключительных случаях, так как медь очень редко присутствует в руде в виде водорастворимых соединений. Из нейтральных растворителей $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$.

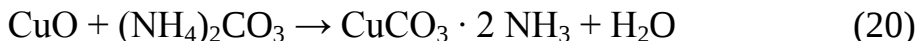
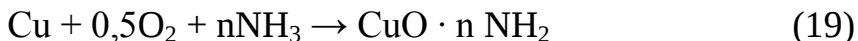


Кислотные растворители. При выщелачивании наиболее часто используется H_2SO_4 . При благоприятных условиях выщелачивания кислота относительно слабо реагирует с Fe_2O_3 , вследствие чего в растворах, получаемых от выщелачивания, отсутствует значительное количество солей железа. Кроме того, при электролитическом выделении меди из этих растворов серная кислота регенерируется и вновь поступает на выщелачивание, благодаря чему ее потери незначительны [23, 26].



Щелочные растворители. К ним относятся только аммиак и растворы

углекислого аммония. Работать с ними удобнее, чем с раствором кислоты. Этими растворителями промываются руды, содержащие в своем составе медь, окисленные и сернистые соединения [18, 29].



Основные особенности проведения кучного выщелачивания меди в России. Исходя из того, что в России большие запасы окисленных медных руд сосредоточены на новых месторождениях, а также на отвалах действующих производств, в ближайшее время следует ожидать бурного развития технологии кучного выщелачивания меди в стране. Сейчас существует несколько металлургических предприятий на разных стадиях внедрения этой технологии.

Поскольку большинство действующих предприятий находятся в регионах с теплым и сухим климатом кучного выщелачивания меди, реализация этого процесса в нашей стране требует разработки специальных технических решений, связанных с климатическими особенностями: три основные особенности меди в России-ведение процесса в условиях отрицательных температур. При реализации трех видов меди в холодном климате рекомендуется предусматривать специальные мероприятия.:

- подогрев выщелачивающих растворов;
- углубление оросительной системы;
- теплоизоляция магистральных трубопроводов и продуктивных трубопроводов.

Еще одной важной особенностью на многих территориях является наличие положительного водного баланса между атмосферными осадками и величиной испарения воды. В странах с засушливым климатом обработанная руда вывозится в отвал, где через три года происходит ее естественное высыхание и исключается попадание кислых стоков в окружающую среду [11]. Кроме того, за счет выпадения атмосферных осадков в трех процессах может быть избыток оборотных растворов, которые также должны быть подвергнуты нейтрализации перед складами на остаточном хранении.

Учитывая множество факторов, которые могут повлиять на эффективность извлечения меди из окисленных руд, перед реализацией технологии кучного выщелачивания необходимо провести детальные исследования технологических свойств руды. Кроме того, необходимо детально изучить климатическую характеристику района строительства.

Результаты этих изысканий должны обязательно учитываться при разработке технологического регламента и последующем проектировании и строительстве предприятия [10].

1.5 Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд

Для отвалов забалансовых, некондиционных руд, минерализованных пород вскрыши, руд, потерянных в недрах при традиционных способах добычи, наибольшее распространение получил геотехнологический метод переработки минерального сырья в вариантах кучного, подземного, чанового серноокислотного выщелачивания. В основе механизма выщелачивания лежат либо химические реакции кислотно-обменного растворения, либо окислительного бактериального, либо комбинация кислотного и окислительного бактериального выщелачивания.

При агитационном выщелачивании могут также использоваться аммиак, воздух или кислород [14]. Наиболее распространенными растворителями при выщелачивании медных руд являются серная, соляная и азотная кислоты [26], щелочные и цианистые растворы [16]. Действие различных растворителей на соединения меди приведено в табл. 1.3.

Медь довольно легко переходит в раствор из окисленных (кроме ферритов и отчасти силикатов), сульфатных и хлоридных соединений, значительно труднее извлекается из сульфидных соединений и практически не извлекается из халькопирита при обычных условиях ни одним из известных растворителей. Соляная кислота относится к агрессивным растворителям. Ее сложнее транспортировать, она дорога и трудно регенерируется.

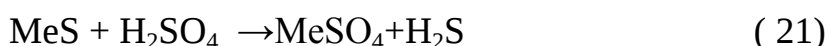
Таблица 1.3 – Действие различных растворителей на соединения меди

Медь из ее соединения	HCl	HNO ₃	H ₂ SO ₄	HCN	H ₂ SO ₃	NH ₃	Fe ₂ (SO ₄) ₃	FeCl ₃
Cu	+ (в присут. O ₂)	+	+ (в присут. O ₂)	+	+ (в присут. O ₂)	+ (в присут. O ₂)	+	+
CuO	+	+	+	+	+	+	+	+
Cu₂O	+	+	+	+	+	+	+	+
Cu₂O·SiO₂	+	+	+	±	±	±	—	—
Cu₂O·Fe₂O₃	+ (при нагревании)	+	+ (при нагревании)	+	—	—	—	—
CuS	—	+	—	+	—	—	+	+
Cu₂S	—	+	—	+	—	—	+	+
CuFeS₂	—	+	—	+	—	—	±	±
Cu₂FeS₄	—	+	—	+	—	—	±	±
+ - растворяет, — - не растворяет, ± - частично растворяет								

Известно, что окислителем и растворителем большинства сульфидов металлов является крепкая серная кислота. Одна группа сульфидов (галенит, сфалерит, пирротин) довольно легко

сульфатизируется ею, начиная с температуры 50° С и выше, с выделением сероводорода. Другая группа (халькопирит, халькозин, ковеллин, пирит) взаимодействует с серной кислотой при более высоких температурах (не менее 150 °С), выделяя в газовую фазу диоксид серы [14]. Практически полностью перечисленные сульфиды вскрываются серной кислотой при нагревании до 300 °С.

В геотехнологических условиях для переработки сульфидного медьсодержащего сырья можно использовать разбавленную серную кислоту, окислительные свойства которой выражены слабее, и растворение сульфидов протекает по реакциям обменного типа:



Пирротин легко разлагается разбавленными растворами серной кислоты. Халькозин и ковеллин устойчивы в сернокислотных растворах в отсутствие кислорода, халькопирит и пирит занимают промежуточное положение, причем пирит является наименее реактивным.

Механизм растворения сульфидных медных минералов в подкисленном растворе серной кислоты изучался Сюлливаном. Им было показано, что с наибольшей скоростью извлекается в раствор медь из халькозина, медленнее – из ковеллина, труднее всего выщелачивается медь из халькопирита.

Растворение сульфидных минералов представляет собой многоступенчатый процесс, сопровождаемый частичными структурными превращениями исходных форм до их более легкорастворимых соединений. Отмечено положительное действие окислителей на процесс растворения промежуточных соединений на поверхности халькопирита и борнита [10].

Растворы сульфата железа трехвалентного можно применять при переработке руд с невысоким содержанием основных породообразующих минералов. На практике их обычно подкисляют, поскольку в водной среде растворы сульфата железа (III) подвергаются гидролизу. К недостаткам этого растворителя относится сложность его регенерации из отработанных растворов.

Реакции окисления сульфидов ионами трехвалентного железа протекают наиболее эффективно в присутствии микроорганизмов *Thiobacillus ferrooxidans* [18, 21, 27].

Сульфат двухвалентного железа применяется в промышленном масштабе на заводе «Инсперейшн» (штат Аризона, США) для переработки смешанных сульфидных руд. Окисление FeSO_4 в $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ производится хлором, тионовыми бактериями, аэрацией. В работе [41] отмечаются и недостатки, свойственные подобным схемам: чувствительность Fe^{3+} к изменению pH и строгие требования к поддержанию оптимальной концентрации ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} в растворе.

В работе [42] рекомендовано поддерживать соотношение

$\text{Fe}^{3+} / (\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+})$ в пределах 0,5-1,0, то есть отношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ должно быть, по крайней мере, равным или более единицы.

При выщелачивании сульфидсодержащих полиметаллических руд растворами серной кислоты наиболее полно и со сравнительно высокой скоростью происходит выщелачивание меди из окисленных минералов – малахита, азурита, а также с меньшей интенсивностью из хризоколлы.

В Казахстане для переработки окисленных, забалансовых руд на планируемых к разработке месторождениях и на многолетних накопленных отвалах существующих рудников актуально востребована технология кучного выщелачивания с переработкой растворов по схеме жидкостная экстракция-электролиз и уже применена на месторождениях Коунрад, Аяк-Коджан, Актогай, а также будет использована на месторождениях Жезказган, Ай и Алмалы. Технология, отличающаяся гибкостью и простотой технологических узлов; возможностью варьирования в широком интервале сырьевых источников, включая совершенно обедненное сырье, отвальные хвосты обогащения и отходы металлургии, забалансовые руды; низкими эксплуатационными затратами; получением высококонкурентной катодной медной продукции; может найти широкое применение на меднорудных предприятиях Казахстана.

Для окисленных руд с высоким содержанием извлекаемого металла, для хвостов флотации применяют чановое перколяционное или агитационное выщелачивание. Перколяционное выщелачивание применяют для крупного материала на фабрике «Чукикамата» (Чили); с перемешиванием – на фабрике

«Моренси» для богатых окисленных шламистых руд и хвостов флотации [3]. Продолжительность полного цикла прямоточного или противоточного выщелачивания окисленных руд, включая загрузку и выгрузку руды, составляет 6-14 суток. Процесс происходит в замкнутом цикле, в котором раствор циркулирует между выщелачиванием и гидрометаллургическим выделением меди. Преимущества выщелачивания окисленных руд перколяцией: отсутствие тонкого измельчения, малый расход кислоты, растворение меньшего количества примесей и достаточно высокая концентрация меди в растворах, позволяющая использовать электролиз [3].

Чановое выщелачивание с перемешиванием (агитационное выщелачивание) используют для шламистых окисленных медных руд [3]. При этом руда, измельченная до 50-90 % класса -0,071 мм, проходит через ряд последовательно соединенных чанов, интенсивное перемешивание пульпы в которых производится механическими мешалками, сжатым воздухом или комбинированным способом [3]. По сравнению с перколяцией растворение меди протекает значительно быстрее и заканчивается в течение 0,5-2 ч [1]. Но ввиду более высоких капитальных затрат технологию чанового выщелачивания целесообразно применять [3] при переработке богатых окисленных руд с содержанием меди >1 %, концентратов с содержанием 10-15 % окисленной меди, шламистых

окисленных медных руд или шламов, выделенных при классификации руды и непригодных для переработки другим способом, хвостов обогащения смешанных руд («Чингола», «Моренси») [3].

Авторы исследовали способ [41] переработки смешанных медных руд, содержащих окисленные медные минералы, различные формы сульфидных минералов меди, а также благородные металлы. Сначала проводилось дробление исходной руды до крупности 30÷80 мм. Затем проводили кучное выщелачивание, экстракцию, реэкстракцию и электроэкстракцию катодной меди из жидкой фазы продукта выщелачивания. После выщелачивания осуществили доизмельчение твердой фазы продукта выщелачивания и флотацию доизмельченной твердой фазы при pH=7-8, создаваемой едким натром, с получением медного концентрата и с извлечением в него золота. Техническим результатом являлась разработка высокоэкономичного способа переработки смешанных медных руд, позволяющего снизить эксплуатационные затраты и достигнуть при этом оптимальных показателей извлечения меди и благородных металлов.

Исследования показали, что проведение кучного выщелачивания исходной руды, раздробленной до крупности 30-80 мм, обеспечивает оптимальные условия разделения твердой и жидкой фаз продукта при минимизации эксплуатационных затрат. Установлено, что проведение флотации доизмельченной твердой фазы продукта выщелачивания в экспериментально установленном интервале значений pH 7,0-8,0, создаваемой едким натром, оказывает существенное влияние на экономичность процесса. Так, недостижение заявляемого значения pH 7,0 определяет ведение процесса в кислой среде, что приводит к преждевременному выходу из строя оборудования. При превышении заявляемого значения pH 8,0 наблюдалось увеличение продолжительности процесса, что экономически нецелесообразно.

Эксперименты показали, что применение едкого натра обеспечивает оптимальное проведение процесса при меньших, чем другие реагенты (например, известь), расходах и с меньшими затратами.

1.6 Выщелачивание молибдена

Молибденовые руды, нашедшие промышленное применение представлены молибденитом. Попутно молибден может быть выделен из поли металлических руд, к которым относят медно-молибденовые, вольфрам-молибденовые, свинцово-молибденовые, ванадиево-молибденовые. Эти руды после соответствующих стадий обогащения являются молибденовыми концентратами. Обогащение молибденовых руд проводят в основном методом коллективной или селективной флотации. В наибольших количествах существуют окисленные молибденовые руды, которые имеют плохую обогащаемость методами флотации, и, наконец, всевозможные отходы, хвосты, кеки от переработки

руд и концентратов, которые занимают значительную долю в металлургии молибдена.

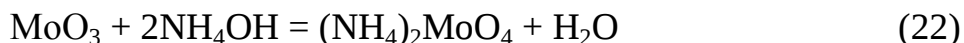
Авторы исследовали способ [45] извлечения молибдена из молибденсодержащего огарка. Техническим результатом изобретения явились повышение эффективности извлечения молибдена из огарка в раствор и упрощение процесса выщелачивания. Способ включает обработку огарка раствором карбоната и нитрата калия при следующих условиях: отношения (по массе) $K_2CO_3:MoO_3$ в пределах 1,1-1,2, а $KNO_3:(MoO_2+MoS_2)$ в пределах 2,7-2,8. Процесс выщелачивания осуществляют в одну стадию при достижении извлечения молибдена в раствор из огарка до 98,7 %.

Изобретение относится к гидрометаллургии редких металлов и может быть использовано при переработке огарков, содержащих молибден.

При окислительном обжиге сульфидных молибденовых концентратов или промпродуктов образуется огарок, содержащий в основном MoO_3 , а также MoO_2 и MoS_2 .

Известны способы извлечения молибдена из огарка в раствор путем выщелачивания твердой фазы растворами аммиака или карбоната натрия.

При выщелачивании огарка аммиачной водой триоксид молибдена переходит в раствор с образованием молибдата аммония по реакции



Для выщелачивания использовали 8-10 %-ный раствор аммиака. Процесс осуществляли на холоду или при температуре 50-70 °С и отношении Ж:Т=3:4. Расход аммиака равен 120-140 % от стехиометрического.

Диоксид молибдена и молибденит с растворами аммиака не взаимодействуют. Поэтому в зависимости от количества этих соединений в огарке извлечение из него молибдена в раствор при выщелачивании составляет 80-95 %.

Недостаток способа заключается в том, что при выщелачивании огарка остается твердая фаза (хвосты) в количестве 10-25 % от массы огарка, в которой содержание молибдена достигает 5-25 %. Поэтому для доизвлечения требуются дополнительные расходы.

Наиболее близким к предлагаемому изобретению в качестве прототипа явился способ извлечения молибдена из молибденсодержащего огарка раствором соды. При этом идет реакция:



с образованием растворимого молибдата натрия.

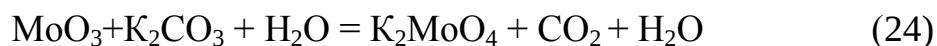
Выщелачивание осуществляли при температуре 85-90°С и Ж:Т=5.

При этом операцию выщелачивания повторяют до 5 раз. Общее извлечение молибдена в раствор составлял 95,3-95,9%

Недостатки способа:

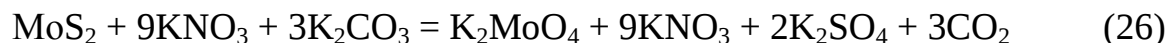
- многократность операций выщелачивания огарка и большой поток растворов в обратном цикле;
- при выщелачивании MoO_2 и MoS_2 не реагируют с карбонатом натрия, что снижает извлечение молибдата в раствор;
- требуется дополнительный передел для извлечения молибдена из хвостов.

В итоге установлено, что карбонат калия реагирует с триоксидом молибдена по реакции



с образованием растворимого молибдата калия. Также установлено, что скорость взаимодействия по реакции 24 выше, чем по реакции 1 и достаточно однократного выщелачивания вместо пятикратного. Выявлено, что карбонат калия как и карбонат натрия в растворе не взаимодействует с MoO_2 и MoS_2 . Экспериментально показано, что молибден из этих соединений может быть переведен в раствор, если при выщелачивании огарка применить раствор карбоната калия, дополнительно содержащий нитрат калия.

При неизменных параметрах выщелачивания (температуре, отношении Ж:Т и продолжительности операции) идут реакции



с образованием растворимого молибдата калия.

В результате применения нитрата калия повышается извлечение молибдена из огарка в раствор.

Присутствие карбоната калия исключает образование оксидов азота и серы. Расход карбоната и нитрата калия зависит от содержания MoO_2 и MoS_2 в огарке.

2 Экспериментальная часть

2.1 Исходные материалы и оборудование

В качестве исходных реагентов для проведения исследований по теме диссертационной работы используются следующие вещества и установки:

Исходные реагенты:

- пробы медных руд Актогая;
- кислота сильнодействующая H_2SO_4 10-110 г / л;
- тиосульфаты натрия- $Na_2S_2O_3$;
- кристаллы йодида калия, KI (1%);
- крахмал 1%;
- дистиллированная вода;
- сульфат аммония.

Лабораторные установки:

- вакуумный насос;
- воронка бюхнера;
- аппарат бунзена;
- рН-метр;
- весы, shimadzu ax200;
- весы.

Методы исследований:

- отбор и подготовка проб для лабораторных исследований;
- макроскопические исследования;
- оптический и электронно-микроскопический методы исследования;
- количественный рентгенофазовый анализ.

2.2 Исследование вещественного состава медной руды

Вещественный состав минерального сырья, вовлекаемого в переработку, технологические свойства и их контрастность определяют обогатимость, то есть поведение минералов в различных разделительных процессах с оценкой достижимых показателей, и являются основой для разработки технологии обогащения рудного сырья. Для максимального извлечения ценных компонентов из конкретного минерального сырья, установления рационального комплекса методов и аппаратов, оптимального сочетания механических и химико-металлургических методов переработки, разработки режимных параметров отдельных операций следующим этапом становятся технологические исследования или исследования сырья на обогатимость.

С целью разработки технологии переработки забалансовых медных руд из месторождения Актогай и вовлечения его в эффективную промышленную переработку проведены исследования вещественного состава и

технологических свойств отобранной представительной технологической пробы.

2.2.1 Отбор и подготовка проб для лабораторных исследований

Отбор и подготовка проб для проводимых исследований проводились следующим образом: проба Актогайской медной руды отбирались непосредственно на отобранном участке. Из раздробленной до класса крупности $-8+0$ мм и усредненной руды были отобраны пробы для лабораторных исследований массой 2000 кг. Схема подготовки пробы к экспериментальным испытаниям проводилась с установленными стандартами.

2.2.2 Результаты химического анализа пробы

Результаты химического анализа пробы приведены в таблице 7, из которой следует, что основными ценными компонентами забалансовых руд являются медь с содержанием 0,81 % и серебро с содержанием 10,0 г/т. Из нерудных компонентов преобладает кремнезем.

Таблица 2.1 – Результаты химического анализа руды

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	0,81	Железо	3,14
Свинец	0,004	Серебро, г/т	10,1
Молибден, г/т	13	Сера	7,55
Кадмий	<0,002	Алюминий	1,71
SiO ₂	45,9	Стронций	0,054
Кальций	15,4	Марганец	0,402
Титан	0,192	Мышьяк	0,007
Хром	0,006	Кобальт	0,2
Барий	0,08	Цинк	0,014

Важнейшие сведения о минеральных формах присутствия меди в смешанной руде дает фазовый анализ. Фазовый анализ соединений меди, выполненный методом количественного химического анализа (таблица 2.2), показал, что в пробе медь на 45 % (отн.) представлена вторичными сульфидами ($\beta_{Cu} = 0.46$ %абс,) и на 47 % (отн.) – окисленными соединениями ($\beta_{Cu} = 0.45$ %абс.). Первичных сульфидов меди в пробе 6 % (отн.) ($\beta_{Cu} = 0.06$ %абс.).

Таким образом, на долю сульфидных минералов меди приходится 53 %, а на долю окисленных – 45 %, что позволяет отнести руду по

вещественному составу к смешанному типу медных руд.

Таблица 2.2 – Результаты фазового анализа соединений меди

Медь общая	Сульфаты		Карбонаты		Оксиды, силикаты		Вторичные сульфиды		Халькопирит	
	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
0,81	<0,2	–	0,28	33,0	0,14	11,0	0,45	45,0	0,2	5,0

Минералогические исследования выполнены с целью изучения особенностей вещественного состава отвальной медной руды, влияющих на ее технологические свойства и обогатимость. При минералогических исследованиях применялись оптический и электронно-микроскопический методы, количественный рентгенофазовый анализ.

По результатам количественного рентгенофазового анализа (рисунок 2.6) основными породообразующими минералами пробы являются (%): альбит 34,6; доломит 22,6; кварц 16,3; гипс 8,8; клинохлор 6,3; кальцит 4,9; микроклин 4,8; мусковит 2,2.

2.2.3 Минеральный состав пробы

Минеральный состав пробы изучался методом электронной микроскопии в аншлифах, изготовленных из исходного материала пробы с целью визуализации основных минеральных фаз. По результатам минералогического анализа основными рудными минералами пробы руды из месторождения Актогай являются халькопирит, малахит, азурит, хризоколл, халькозин, ковеллин, борнит; второстепенными – пирит, блеклая руда, самородная медь, гидроокислы железа. Они формируют вкрапленную, прожилковую, порфировидную структуры.

Микроскопическими исследованиями установлено, что халькопирит в виде неизменных зерен размерами 5-20 мкм встречается редко. Преимущественно халькопирит частично или полностью замещается вторичными сульфидами. Обычно центральная часть зерен сложена ковеллином, иногда в смеси с халькозином. Оторочки халькопирита на таких зернах 5-20 мкм. Нацело замещенные зерна халькопирита состоят из халькозина, ковеллина или их смеси. Размеры таких зерен составляют от 10 до 130-200 мкм.

Малахит и хризоколл распространены по плоскостям трещиноватости пород, образуя прожилки от 0,05 до 2,0 мкм; в цементе породы – включения, линзы размером 0,10-1,0 мм. В ассоциации с прожилками гипса – в виде включений и пленок на контакте с породой. Малахит и хризоколл образуют натечные, почковидные формы колломорфного сложения. Внутри

почковидных образований обнаруживаются включения вторичных сульфидов меди. Малахит встречается в виде лучистых агрегатов.

Пирит отмечается преимущественно в виде останцов в колломорфных образованиях гидроокислов железа и зерен 3-10 мкм в цементе породы. В аншлифе встречены включения тонкошестоватого пирита размерами 0,3-0,5 мм, по которому развиваются халькозин и гидроокислы железа (рисунок 2.3).

К породам, интенсивно пропитанным гидроокислами железа, содержащими включения и прожилки малахита и хризоколлы, приурочена вкрапленность тонкодисперсной самородной меди.

Гранулометрический состав исходной пробы с распределением меди и серебра по классам крупности представлен в таблице 2.3

Таблица 2.3 – Гранулометрический состав и распределение основных компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание		Распределение	
		Сu, %	Ag, г/т	Сu, %	Ag, г/т
+ 25	2,90	0,37	7,60	1,38	2,60
-25+10	17,99	0,78	4,60	15,42	6,22
-10+5	12,04	0,73	9,90	9,14	9,54
-5+3	10,32	0,78	8,0	9,21	8,80
-3+1	17,49	1,22	11,0	21,78	20,20
-1+0	39,93	1,01	12,5	43,07	49,10
Итого:	100,00	0,81	11,0	100,00	100,0

Таким образом, при изучении пробы медной руды из месторождения Актогай, было установлено, что рудная минерализация представлена вторичными сульфидными медными минералами халькозином, ковеллином, борнитом, медью сульфидной первичной, связанной с халькопиритом, а также в значительных количествах окисленными минералами меди – карбонатами (малахит, азурит) и силикатами (хризоколлы) меди. Как показали химические анализы сульфидных и окисленных минералов меди, данная руда относится к смешанному типу медных руд. Что позволяет прогнозировать низкие показатели извлечения только при флотационной переработке.

2.3 Термодинамическое обоснование процесса выщелачивания медьсодержащего рудного сырья

Физико-химическими исследованиями найдено, что медь в рудных материалах, взятых для исследований, представлена сульфидными минералами – халькопирит (CuFeS_2), халькозин (Cu_2S) и окисленными – малахит ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), азурит ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), куприт (Cu_2O). Кроме

того, наряду с минералами меди в данных рудах присутствуют минералы железа, алюминия и в небольшом количестве молибдена на фоне достаточно большого количества кремнезема.

Для переработки такого вида руды гидрометаллургическим способом представляет интерес проведение термодинамического анализа возможных реакций растворения перечисленных металлов из отобранных для исследования руд кислотными и солевыми реагентами без окислителя и в его присутствии с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 5.11 компании Outokumpu Technology Engineering Research Stainless Steel Copper Zinc Metals.

Результаты термодинамического анализа растворения соединений меди растворами выщелачивающих реагентов показали, что большинство вероятных реакций протекают с повышением температуры процесса, поэтому термодинамические данные рассмотренных систем приведены для температуры 80 °С.

Расчеты по реакциям выщелачивания медьсодержащих соединений растворами минеральных кислот производили для окисленных и сульфидных форм медьсодержащих минералов и соединений (таблицы 2.4).

Таблица 2.4 – Термодинамические показатели реакций выщелачивания окисленных соединений меди растворами минеральных кислот

Реакция		ΔH , кДж	ΔS , Дж/К	ΔG , кДж	Log(K)
1	$\text{Cu}_6\text{Si}_6\text{O}_{18} \cdot 6\text{H}_2\text{O} + 12\text{HNO}_3 = 6\text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + 6\text{H}_2\text{SiO}_3 + 6\text{H}_2\text{O}$	54,988	-2790,96	1040,617	-153,93
2	$\text{Cu}_6\text{Si}_6\text{O}_{18} \cdot 6\text{H}_2\text{O} + 3\text{Na}_2\text{SO}_4 + 3\text{H}_2\text{SO}_4 = 6\text{CuSO}_4 + \text{Na}_2\text{SiO}_3 + 3\text{H}_2\text{SiO}_3 + 6\text{H}_2\text{O}$	343,784	-1952,41	1033,279	-152,85
3	$\text{Cu}_6\text{Si}_6\text{O}_{18} \cdot 6\text{H}_2\text{O} + 12\text{HCl} = 6\text{CuCl}_2 + 6\text{H}_2\text{SiO}_3 + 6\text{H}_2\text{O}$	388,700	-1324,90	856,587	-126,71
4	$\text{Cu}_6\text{Si}_6\text{O}_{18} \cdot 6\text{H}_2\text{O} + 6\text{H}_2\text{SO}_4 = 6\text{CuSO}_4 + 6\text{H}_2\text{SiO}_3 + 6\text{H}_2\text{O}$	-112,661	-1979,42	586,372	-86,738
5	$\text{Cu}_2\text{O} + 2\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{Cu} + \text{CuSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$	-71,455	-37,808	-58,103	8,595
6	$\text{Cu}_2\text{O} + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}_2 = 2\text{CuSO}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$	-313,512	-151,951	-259,850	38,438
7	$\text{CuO} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$	-86,494	-21,883	-78,766	11,651
8	$\text{Cu}(\text{OH})_2 + 2\text{HCl} = \text{CuCl}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$	2,506	125,774	-41,911	6,200
9	$\text{Cu}(\text{OH})_2 + 2\text{HNO}_3 = \text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + 2\text{H}_2\text{O}$	-88,580	-84,113	-58,876	8,709
10	$\text{Cu}(\text{OH})_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$	-81,054	16,686	-86,947	12,861
11	$\text{CuCO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{CO}_2\uparrow + \text{H}_2\text{O}$	-39,877	145,851	-91,384	13,518
12	$3\text{Cu} + 8\text{HNO}_3 = 3\text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + 2\text{NO} + 4\text{H}_2\text{O}$	-505,891	-163,556	-448,131	66,289

Как видно из полученных данных термодинамических величин, вероятность растворения силикатных соединений меди (таблица 2.4, реакции 1-4) мала даже при использовании такого сильного растворителя, как азотная кислота.

Растворение оксидных соединений меди протекают самопроизвольно в сторону образования продуктов.

2.4 Изучение условий и режимов выщелачивания смешанной руды

Для установления оптимальных параметров было исследовано влияние процесса на его продолжительность, кислотность выщелачивающего раствора, крупность руды, отношение Т:Ж к уровню выведения меди в раствор.

Объектом исследования явились пробы смешанных медных руд Актогайского месторождения.

Методика выполнения выщелачивания медьсодержащего сырья. Предварительная подготовка рудного материала к выщелачиванию включала в себя измельчение и классификацию руды. Для выщелачивания отбиралась усредненная проба массой 40 г, которая затем выщелачивалась раствором серной кислоты с заданной концентрацией и при заданном соотношении фаз. Смесь нагревалась до требуемой температуры при постоянном перемешивании в течение заданного времени. Температура контролировалась при помощи термометра.

При проведении процесса выщелачивания через каждые 15 минут проводился отбор проб в количестве 10 мл для контроля содержания меди в растворе. Анализ полученных проб осуществлялся титрованием раствором тиосульфата натрия $Na_2S_2O_3$ с концентрацией 0,1 г-экв/л в присутствии раствора крахмала (2 мл 1 % раствора) в качестве индикатора.

Выщелачивание медьсодержащего рудного сырья проводили агитационным методом в стеклянном стакане, перемешивание осуществляли с помощью магнитной мешалки в следующих технологических условиях:

- температура – 25-60 °С;
- Т : Ж варьировали в пределах от 1: 2 до 1:5;
- крупность рудного материала, мм – 0,09; 0,125; 0,160; 0,40;
- концентрация растворов серной кислоты – 10-110 г/л;
- продолжительность выщелачивания составляла 1 -12 ч;

Выщелачивание исходных материалов проводили при температурах 20 °С в стеклянных стаканах емкостью 0,5 дм³, с помощью магнитной мешалки MR Hei-Standard с обеспечением нагрева в заданном интервале температур.

Выщелачивание рудных материалов при температурах 40-60 °С проводили в трехгорлом реакторе с обратным холодильником.

Выщелачивание проводили прямоточным методом.

Для проведения окислительного выщелачивания использовали в

качестве окислителя кислород воздуха, который нагнетали в стакан с помощью лабораторной воздуходувки, и пиролюзит, который растирали вместе с рудым сухим способом. При использовании в качестве окислителя воздуха извлечение меди в раствор практически не изменялось, поэтому от его использования в качестве окислителя отказались.

По окончании процесса выщелачивания пульпу фильтровали, фильтрат анализировали на конечное содержание меди в растворе. Осадок промывали водой и прокаливали в сушильном шкафу.

2.4.1 Сравнительные эксперименты по исследованию влияния типа и концентраций выщелачивающих реагентов

Сравнительные эксперименты по выщелачиванию меди проводились с растворами серной кислоты и сульфатом аммония.

Процессы выщелачивания смешанной медной руды с растворами сульфата аммония и серной кислоты проводились в следующих условиях - масса пробы - 40 г, концентрация сульфата аммония и серной кислоты - 10, 30, 50, 70, 90, 110 г/дм³, продолжительность - 4 часа, температура – 20 °С.

Полученные результаты по выщелачиванию меди из проб с растворами сульфата аммония и серной кислоты приведены в таблицах 2.5 и 2.6.

Таблица 2.5 – Влияние сульфата аммония на степень извлечения меди

$C_{(NH_4)_2SO_4}$ г/л	Масса, г	$a_{(Cu)}$, г	K_{Cu} , г	E_{Cu} , %
10	40	0,89	0,42	11,7
30	40	0,19	0,47	15,5
50	40	0,2	0,48	16,5
70	40	0,19	0,40	17,4
90	40	0,17	0,41	18,5
110	40	0,19	0,5	22,4

Таблица 2.6 – Результаты выщелачивания смешанной медной руды раствором серной кислоты

$C_{H_2SO_4}$, г/л	Масса, г	$a_{(Cu)}$, г	K_{Cu} , г/дм ³	E_{Cu} , %
10	40	0,04	0,78	15,7
30	40	0,09	1,57	31,4
50	40	0,13	2,10	42,0
70	40	0,13	2,10	42,0
90	40	0,13	2,10	42,5
110	40	0,14	2,41	43,0

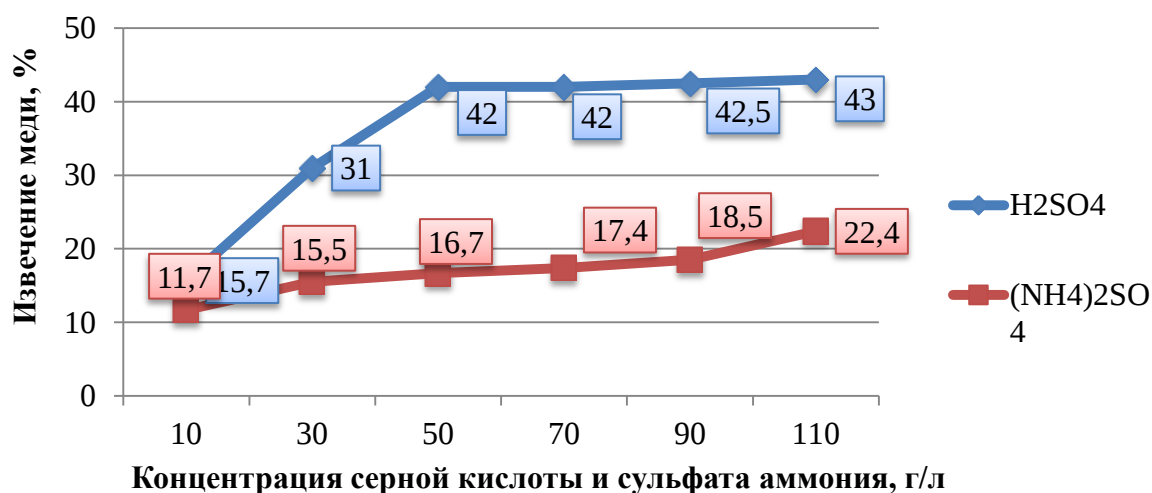


Рисунок 2.1 – Зависимость извлечения меди от концентрации реагентов выщелачивания (сульфата аммония и серной кислоты)

Как показывают результаты выщелачивания исследуемых проб, повышение концентраций реагентов от 10 до 110 г/л приводит к увеличению степени выщелачивания меди. При сернокислотном выщелачивании смешанной руды максимальное извлечение меди составляет 43 % (22,4 % при выщелачивании раствором сульфата аммония), что выше почти в два раза по сравнению с раствором сульфата аммония. Оптимальными концентрациями растворов являются: для выщелачивания раствором серной кислотой 50 г/л; для сульфата аммония – 110 /л.

Для проведения дальнейших исследований по выщелачиванию смешанной медной руды нами был выбран сернокислотный метод выщелачивания.

2.4.2 Влияние концентрации выщелачивающего реагента

Выщелачивание в неокислительных условиях эффективно применить для руд с большим содержанием окисленных минералов. При переработке смешанной руды, т.е. при выщелачивании ценных компонентов эффективно применить физико-химические методы активации или выщелачивание в присутствии окислителей.

Для проведения окислительного выщелачивания использовали в качестве окислителя кислород воздуха, который нагнетали в стакан с помощью лабораторной воздуходувки, и пиролюзит, который растирали вместе с рудой сухим механическим способом. При использовании в качестве окислителя воздуха извлечение меди в раствор практически не изменялось, поэтому от его использования в качестве окислителя отказались.

Добавление порошка пиролюзита в пульпу при выщелачивании серной кислотой осуществлялось в количестве 10 % от сульфидной части навески руды.

Исследования по изучению влияния концентрации серной кислоты на извлечение металлов из проб проводились в следующих условиях: концентрации серной кислоты - 10, 30, 50, 70, 90, 110 г/дм³. Время выщелачивания 2 часа, соотношение Т:Ж-1:2, температура – 60 °С.

Результаты экспериментов приведены в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Влияние степени разделения металлов на концентрацию

С _{H2SO4} г/л	Мелкая фракция					Крупная фракция				
	Е _{Mn}	Е _{Fe}	а(Cu), г	К _{Cu} , г/дм ³	Е _{Cu} , %	Е _{Mn}	Е _{Fe}	а(Cu), г	К _{Cu} , г/дм ³ *	Е _{Cu} , %
10	45,1	3,7	0,09	1,57	31,4	38	1,1	0,034	0,14	34,1
30	51,4	5,1	0,14	2,41	43,8	41	3,1	0,051	0,16	39,2
50	64,7	7,4	0,17	2,87	61,1	55	4,5	0,059	1,1	45,8
70	85,6	10,4	0,22	3,14	70,8	63	6,1	0,088	2,4	49,1
90	92,3	11,1	0,22	3,14	70,8	78	6,3	0,01	3,4	59,2
110	92,3	11,2	0,22	3,14	70,8	84	6,3	0,11	3,8	63,7

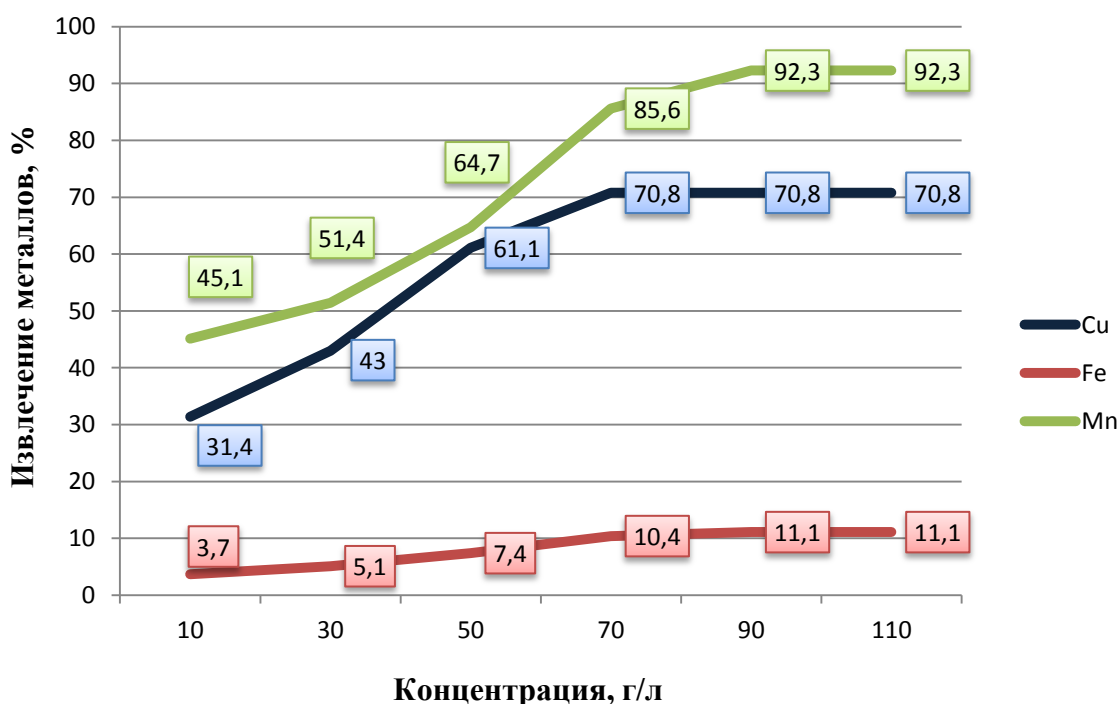


Рисунок 2.2 – Зависимость Е (Cu) - С кис-ты (мелкая фракция)

Полученные результаты выщелачивания (табл. 2.7, рис. 2.2) отобранных проб в присутствии пиролюзита с повышением концентрации кислоты от 10 до 110 г/л степень извлечения меди в присутствии пиролюзита увеличивается от 31,4 до 70,8 %; железа – от 3,7 до 11,4 %; марганца – от 45,1 до 90,3 %. Дальнейшее увеличение концентрации кислоты не привели к повышению растворения металлов.

Для проведения дальнейших исследований оптимальной концентрацией серной кислоты является 70 г/л.

2.4.3 Влияние продолжительности выщелачивания

Продолжительность процессов выщелачивания обычно рассчитывается на определенную среднюю крупность проб руд. При неоднородном гранулометрическом составе проб более крупные частицы требуют более длительной продолжительности выщелачивания, который определяет выбор продолжительности выщелачивания. Как показывает литературный обзор, на процессы растворение металлов из минералов наряду с другими факторами влияет и продолжительность выщелачивания. Чрезмерная продолжительность процесса растворения проб отрицательно влияет на процессы разделения твердых и жидкой фаз, т.е. на процессы отстаивания, фильтрации. Отрицательное воздействие особенно заметно при проведении выщелачивании руд с высоким содержанием кремнезема. Оптимальная продолжительность процесса выщелачивания определяется исходя из необходимости более полного растворения ценных металлов в раствор и минимального перехода примесей-металлов и диспергирования частиц.

Для определения рациональной продолжительности выщелачивания опыты проводились в следующих условиях:

- концентрация серной кислоты 70 г/л;
- добавка пиролюзит;
- температура – 60 °С;
- соотношения Т:Ж от 1:1 до 1:4.

При проведении процесса выщелачивания использовали в качестве окислителя кислород (его подавали в стакан с помощью специальной воздухопроводки, пиролюзит – механическим растиранием с исходными пробами). Полученные данные экспериментов приведены в таблице 2.5

Таблица 2.8 – Влияние продолжительности выщелачивания на извлечение металлов

τ, мин	a(Cu), г	K _{Cu} , г/дм ³	E _{Cu} , %	E _{Mn} , %	E _{Fe} , %
15	0,09	0,97	29,7	33,5	2,4
30	0,11	1,18	31,4	41,9	3,0
45	0,14	1,57	43	45,1	3,7
60	0,14	2,01	54,1	51,4	5,1
75	0,17	2,97	61,1	64,7	7,4
90	0,20	3,14	70,8	85,6	10,4
120	0,22	3,14	71,0	92,3	12,0
150	0,23	3,15	71,8	93,0	14,5

Результаты исследований показали, что повышение

продолжительности выщелачивания от 15 минут до 150 минут приводят к повышению перехода металлов в раствор: меди с 29,7 % до 71,8; железа с 2,4 % до 14,5; молибдена с 33,5 до 93 %. (Таблица 2.2 и рис.2.2).

При повышении продолжительности от 15 минут до 90 минут степень растворения меди увеличивается почти в два раза, (степень извлечения меди меняется от 29,7 до 70,8 соответственно). Дальнейшее увеличение времени растворения не привели к заметному повышению меди. Поэтому оптимальной продолжительностью выщелачивания меди является 90 минут.

С повышением продолжительности выщелачивания от 15 минут до 120 минут степень извлечения марганца меняется линейно и повышается с 33,5 до 92,3 %. Дальнейшее увеличение продолжительности привели к повышению извлечения марганца всего на 0,7 %.

Увеличение продолжительности выщелачивания положительно влияет на растворение железа, за указанный период наблюдалось постепенное увеличение степени растворения железа.

Таким образом, для проведения дальнейших опытов в качестве оптимальной продолжительностью выщелачивания проб мешанных руд актогайской руды нами был выбран 90 минут.

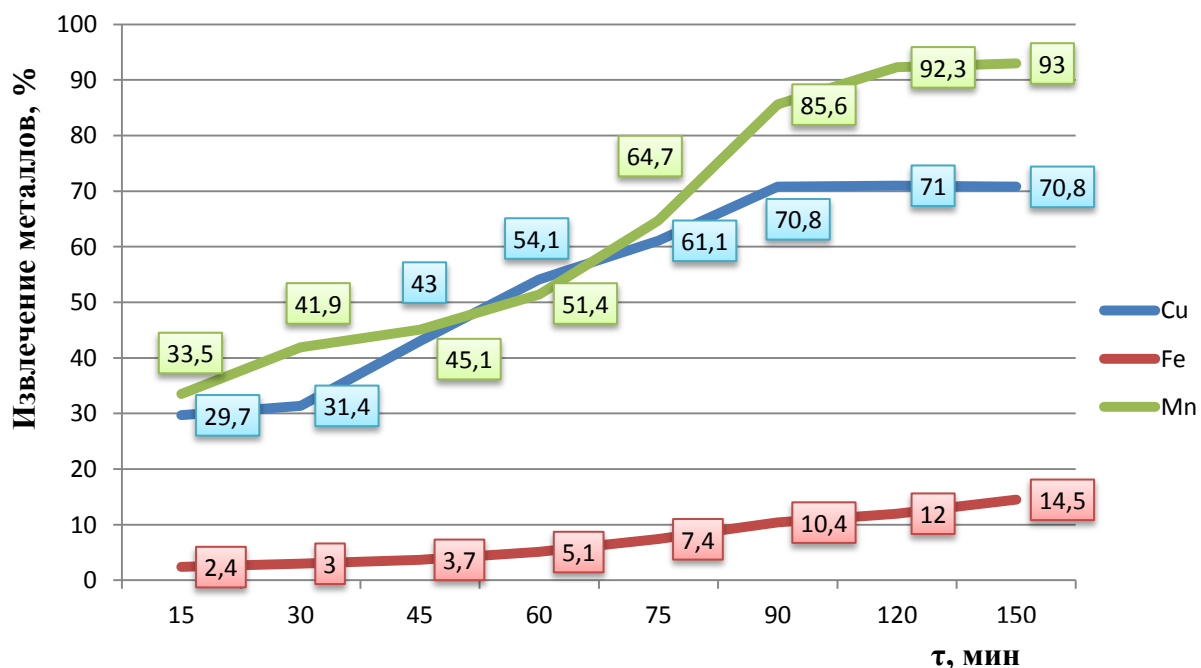


Рисунок 2.3 – Влияние продолжительности выщелачивания на извлечение металлов

2.4.4 Влияние соотношения Т:Ж

Выщелачивание меди по изучению соотношения твердой и жидкой фаз проводилось в следующих условиях:

- концентрация кислоты 70 г/л,

- продолжительность выщелачивания - 90 минут;
- температура – 60°C;
- крупность руды - 1 мм;
- соотношение фаз Т:Ж - 1:1, 1:2, 1:3, 1:4.

Результаты проведенных опытов приведены в таблице 2.6.

Таблица 2.9 – Извлечение металлов в зависимости от Т:Ж

Т:Ж	$a_{(Cu)}$, г	K_{Cu} , г/дм ³	E_{Cu} , %	E_{Mn} , %	E_{Fe} , %
1:1	0,17	2,97	39,7	64,7	7,4
1:2	0,20	4,06	70,8	90,6	10,4
1:3	0,22	4,06	71	92,3	13,0
1:4	0,22	4,06	72	92,3	16,2

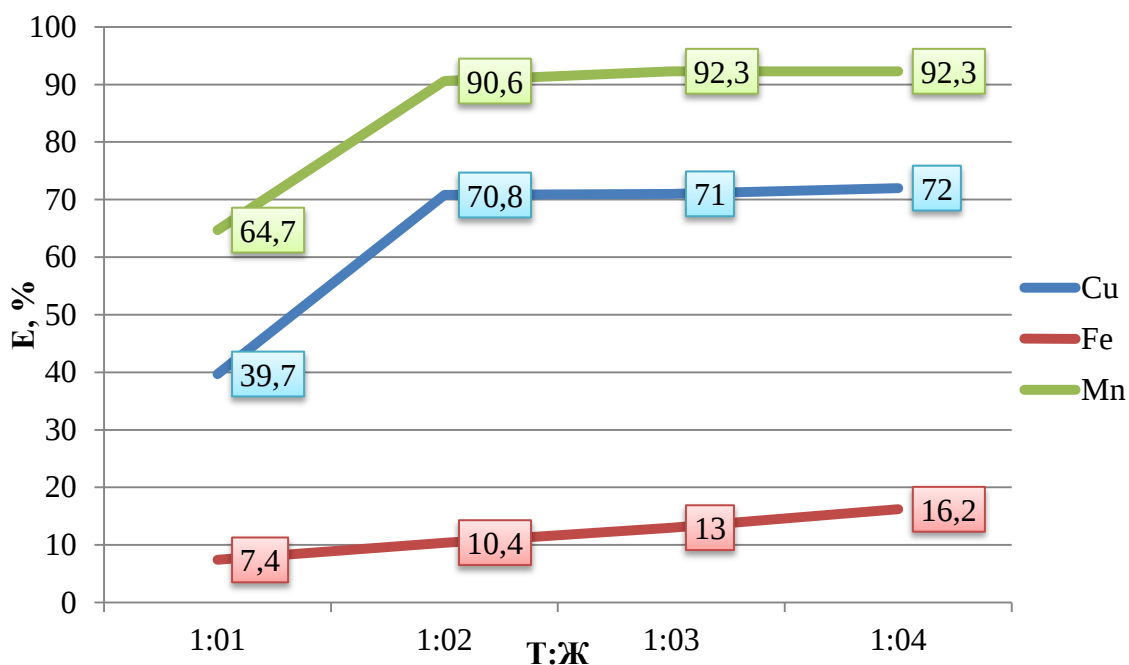


Рисунок 2.4 – Извлечение меди в зависимости от Т:Ж

Проведенные опыты показывают, что с увеличением соотношения Т:Ж от 1:1 до 1:4 приводит к повышению растворения всех металлов.

В кривых марганца и меди наблюдаются две участки, первый – повышение соотношения Т:Ж от 1:1 до 1:2, где отмечаются резкие повышения степеней извлечения марганца от 64,7 до 90,6 % и меди от 39,7 до 70 %, второй участок (Т:Ж от 1:2 до 1:4), где отмечаются незначительные изменения, степень растворения марганца повысилась от 90,6 до 92,3 (повышение тна 1,7 %), степень растворения меди от 70,8 до 72 % (повышение только на 1,2 %).

Увеличение соотношения Т:Ж от 1:1 до 1:4 положительно влияет на растворение ионов железа, степень извлечения железа составляет почти в два раза (в указанных пределах - от 7,4 до 16,2 %).

На основе полученных данных для продолжения практической работы оптимальным соотношением Т:Ж является соотношении 1: 2.

2.4.5 Влияние крупности руды на степень извлечения меди

Для повышения степени извлечения металлов в раствор оказывает заметное влияние крупность руды, чем мельче частицы, тем больше удельная площадь поверхности частиц, т.е. площадь контакта взаимодействия твердой частицы с растворителем.

Опыты по изучению извлечения металлов из смешанной медной руды нами проводились в следующих условиях:

- крупности руды в пределах 0,65, 0,7, 0,9, 1,0 >1,0 мм.
- концентрация кислоты 70 г / дм³, Т:Ж 1: 2;
- продолжительность процесса 90 минут;
- масса пробы - 40 г;
- температура 60°С.

Полученные данные изучения зависимости извлечения металлов от крупности руды приведены в таблице 2.10

Таблица 2.10 – Результаты зависимости извлечения металлов от крупности руды

Крупность, мм	$a_{(Cu)}$, г	K_{Cu} , г/дм ³	E_{Cu} , %	E_{Mn} , %	E_{Fe} , %
0,65	0,23	3,17	73,8	97,0	16,0
0,7	0,23	3,16	73,0	94,0	15,0
0,9	0,22	3,15	71,8	92,3	12,1
1,0	0,22	3,14	70,8	92,3	11,1
>1,0	0,21	3,98	55,4	90,4	9,4
1,5	0,19	2,41	60,1	85,6	8,1

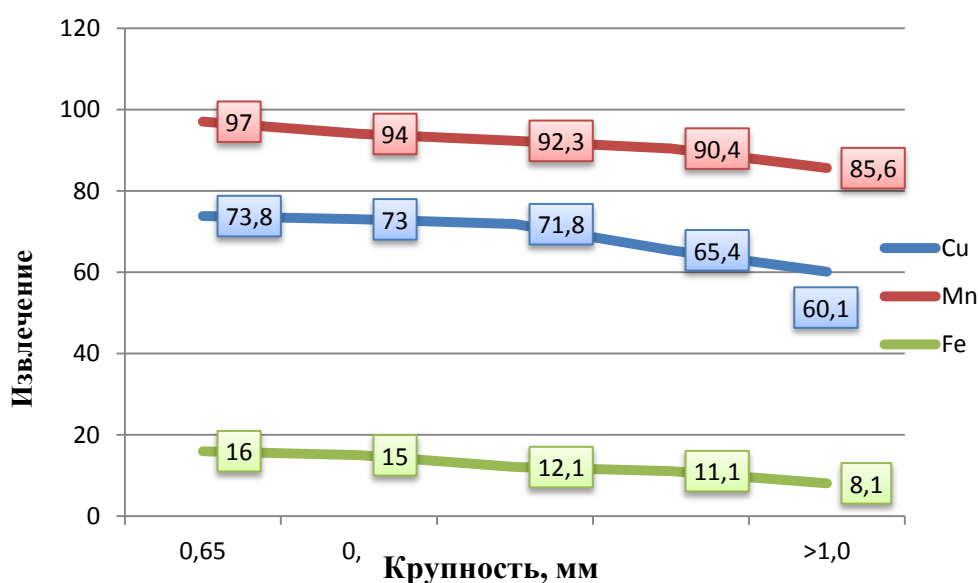


Рисунок 2.5 – Зависимость извлечения меди от крупности руды

Результаты показали, что по мере повышения крупности руды от 0,65 до более 1 мм уменьшается степень выщелачивания всех металлов: марганца от 97 до 85,6 % (на 7,4 %), меди от 73,8 до 60 % (на 14 %), железа от 16 до 8 % (уменьшается в 2 раза). Использование мелкой руды для выщелачивания неэффективно, так как резко повышается растворение железа из минералов. Это приводит к получению электролита с высоким содержанием ионов железа и тем самым получению катодной меди невысокой чистоты. Поэтому экономически неэффективно проводить выщелачивание с размерами 1 мм, где наблюдается относительно высокое извлечение меди – 71,8 %.

2.4.6 Разделение и концентрирование меди, железа, марганца из продуктивных растворов

Для разделения и концентрирования меди, железа, марганца из продуктивных растворов нами проведены опыты по экстракции.

Известно, что показатели экстракции во многом зависят от значения pH раствора. Для проведения процесса экстракции меди нами выбран экстрагент марки ACORGA, обладающий высокими технологическими свойствами, в качестве разбавителя экстрагента - специально разработанный керосин, обладающий высокой точкой воспламенения.

Разделение и концентрирование меди от железа, марганца из продуктивных растворов проводили в делительной воронке, при pH: 1-1,5. Соотношение органической и водной фаз – 1:1, интенсивность перемешивания – 900 об/мин, время контакта фаз – 300 сек, время отстаивания – 360 сек. Реэкстракция проводилась раствором серной кислоты концентраций 200 г/дм³ в той же воронке.

Содержание меди в растворе, полученном при выщелачивании проб смешанной руды в присутствии окислителя было достаточным для проведения процесса экстракции. Состав раствора приведен ниже в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Содержание металлов в продуктивном растворе

Me	Cu ²⁺	Fe ³⁺	Mn ²⁺
C (Me), г/дм ³	3,4	3,0	0,9

Известно, что выбранный нами экстрагент по технологическим характеристикам обеспечивает высокую селективность и емкость к меди.

Результаты процесса селективного разделения меди экстракцией приведены ниже в таблице и по основным показателям построен график зависимости E от pH раствора (таблица 2.12 и рисунок 2.6).

Таблица 2.12 – Данные по экстракции Cu, Fe, Mn

рН	E, %	E, %	E, %	медь			железо			марганец		
	Cu	Fe	Mn	Cорг	C водн	D	Cорг	C водн	D	Cорг	C водн	D
0,5	56	11	0,5	1,90	1,50	1,27	0,33	2,67	0,12	0,0045	0,8955	0,01
1,0	71	15	1,5	2,41	0,99	2,45	0,45	2,55	0,18	0,0135	0,8865	0,02
1,5	80	18	4,0	3,06	0,34	9,00	0,54	2,46	0,22	0,036	0,8640	0,04
2,0	85	20	9,5	3,23	0,17	19,00	0,6	2,4	0,25	0,0855	0,8145	0,10
2,5	92	4	24	3,16	0,24	13,29	0,12	2,88	0,04	0,216	0,6840	0,32
3,0	94	2	69	3,20	0,20	15,67	0,06	2,94	0,02	0,621	0,2790	2,23
3,5	95	0	84	3,23	0,17	19,00	-	3	-	0,756	0,1440	5,25
4,0	95	0	84	3,23	0,17	19,00	-	3	-	-	0,9000	-

Как видно из данных, приведенных в таблице, с увеличением рН среды от 0 до 3,5 повышаются степени извлечения меди (от 56 до 95 %) и марганца (от 11 до 95 %), в случае железа – в интервале рН среды с 0 до 2,0 степень экстракция железа повышается с 0 до 20 %, при дальнейшем увеличении рН раствора степень извлечения железа резко падает до 0. Это объясняется с тем, что при рН более 2,0 железо начинает выпадать в осадок в виде желтого осадка гидроксида железа.

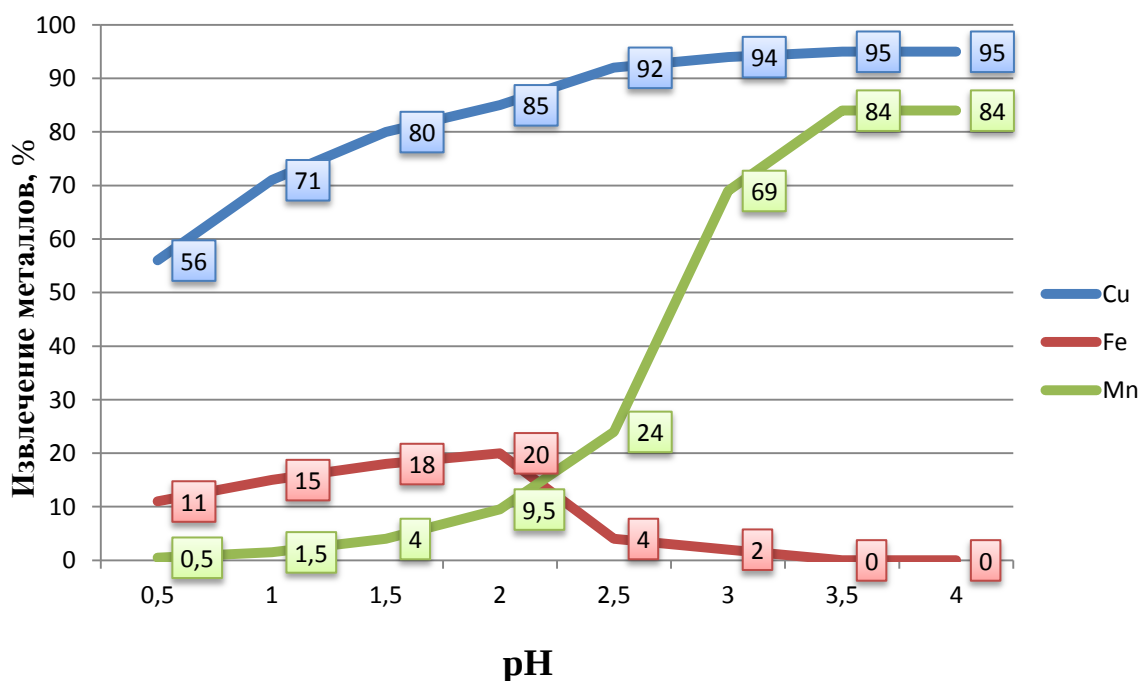


Таблица 2.12 – Данные по экстракции Cu, Fe, Mn

Как показывают полученные данные по экстракции с повышением рН раствора от 0,5 до 4,0 повышается селективность экстрагента к меди. В указанных пределах рН наблюдается также заметное извлечение в органическую фазу ионов марганца. Однако рассчитанные коэффициенты разделения металлов показывают эффективность применения данного экстрагента для разделения металлов из продуктивного раствора в среде рН 3. Рассчитанные данные приведены в таблице 2.13 и графике 2.6

Таблица 2.13 – Данные по экстракции Cu, Fe, Mn

pH	$\beta(\text{Cu/Fe})$	$\beta(\text{Cu/Mn})$	$\beta(\text{Fe/Mn})$
0,5	10,30	253,30	24,60
1,0	13,87	160,800	11,59
1,5	18,22	96,00	5,27
2,0	22,67	54,00	2,38
2,5	276,00	36,40	0,13
3,0	767,67	7,00	0,01
3,5		3,60	
4,0		3,60	

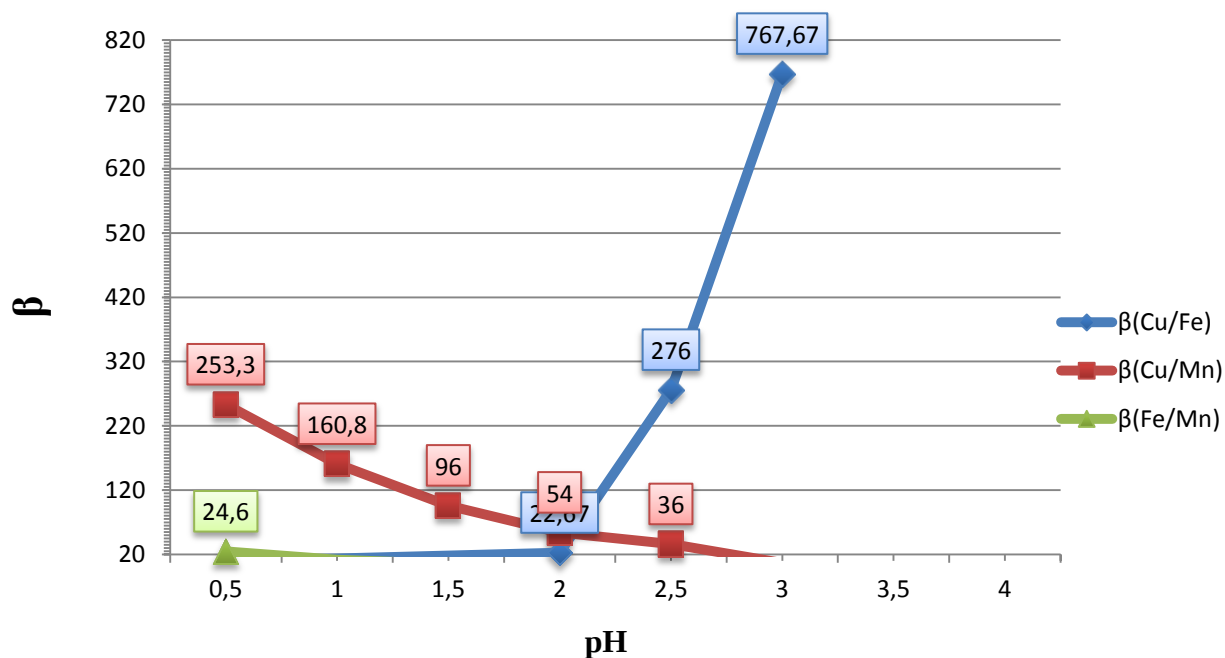


Рисунок 2.7 – Зависимость β от pH среды

Таким образом рассчитанные данные коэффициентов разделения металлов показывают эффективность проведения процесса экстракции меди при pH 3,5, в этой среде $\beta(\text{Cu/Fe})$ равен 768, $\beta(\text{Cu/Mn})=7,0$ и $\beta(\text{Fe/Mn})=0,01$.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения исследований решены все поставленные задачи в магистерской диссертации:

- выполнен анализ патентный поиск и анализ литературных данных о технологиях переработки медьсодержащего сырья;
- методами физико-химического анализа установлен состав рудного сырья, в качестве которого выбрана смешанная медьсодержащая руда Актогайского месторождения. На основании анализа и литературных сведений о месторождениях дана характеристика рудному сырью и определены основные медьсодержащие минералы;
- исходя из состава выбранного в качестве объекта медьсодержащего сырья, выполнено термодинамическое обоснование процесса выщелачивания меди из с использованием в качестве растворителя серной кислоты;
- изучено влияние ряда технологических факторов на процесс выщелачивания медьсодержащего рудного сырья, в числе которых температура, продолжительность, концентрация выщелачивающего агента, соотношение фаз, наличие окислителя;

Проведены исследования по экстракционному рафинированию металлов экстрагентом Акорга.

Таким образом, достигнута цель магистерской работы – изучение и обоснование процесса выщелачивания цветных металлов из смешанной медной руды на примере выщелачивания выбранных проб.

В соответствии с выполненным анализом литературных данных и полученными в ходе выполнения магистерской работы результатами сделаны следующие выводы:

- гидрометаллургическая технология переработки медных руд и концентратов включает следующие основные стадии: подготовку сырья к выщелачиванию, процесс выщелачивание, экстракция основного металла – меди, примесей;
- выполнен физико-химический анализ руды месторождения Актогай, установлено, что медь в руде представлена сульфидными (халькопирит – CuFeS_2 , халькозин Cu_2S) и окисленными минералами (малахит – $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, куприт Cu_2O , азурит – $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$);
- основные компоненты пустой породы – минералы железа, алюминия и кремния, марганца;
- термодинамическим анализом установлено, что выщелачивание соединений меди следует проводить в кислой области pH и в присутствии окислителя.

В ходе технологических экспериментов установлено:

- в качестве реагента для выщелачивания может быть использован раствор серной кислоты с концентрацией не менее 20 г/л; крупность зерен руды – около 1 мм; температура выщелачивания – не менее 60 °С; соотношение твердой и жидкой фаз не менее 2:1;
- рекомендуется использование пиролюзита в качестве окислителя,

был опробован порошок в количестве 10 % от количества сульфидной части руды;

- при выщелачивании в оптимальных условиях благородные металлы не выщелачиваются;

- рекомендуется для извлечения металлов процесс экстракции реагентом Акорга, который обеспечивает высокую селективность к меди.

Полученные результаты могут быть использованы при гидрометаллургической переработке смешанных руд цветных металлов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. М.:Металлургия, 1991, 432 с.
- 2 Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. - М.: Металлургия, 1988.- 432 с
- 3 Медведев А.С., Богатырева Е.В. Теория гидрометаллургических процессов. Теория и практика гидрометаллургических процессов, лежащих в основе производства цветных и редких металлов Учебное пособие. М.:Изд. Дом МИСиС, 200
- 4 Москвитин В.И., Николаев И.В., Фомин Б.А. Металлургия легких металлов. – М.:Интермет Инжиниринг, 2005, 416 с.
- 5 Уткин, Н. И. Производство цветных металлов / Н.И.Уткин. - 2-е изд. - М.:Интермет Инжиниринг, 2004. - 442 с.
- 6 Джоунс Д.Л. Способ извлечения меди из сернистой медной руды или концентрата. Патент РФ №2137856, С22В 15/00, 20.12.1994.
- 7 Керфут Д.Д. Способ выделения, экстракции и извлечения никеля, кобальта и меди из сульфидного концентрата, стимулируемого хлором, путем окислительного выщелачивания серной кислотой под давлением. Патент РФ №2221881, С22В 3/08, по заявке №2002113102 от 26.02.2001.
- 8 Шо Раймонд Уолтер. Извлечение меди из халькопирита. Заявка №2004116335, С22В 3/04, 29.10.2002.
- 9 Генералов В.А. Разработка и обоснование технологии комплексной переработки труднообогатимых руд, содержащих оксиды меди и никеля. Автор. докт. дис. М., 1996 г.
- 10 Киселев К.В. Теоретические и технологические основы гидрометаллургической переработки медных руд Удоканского месторождения. Автор. канд дис. Новокузнецк, 2005 г.
- 11 Подчайнова В.Н. Медь. – Свердловск: Металургиздат, 1991.– 24 с.
- 12 Муканов Д. Металлургия Казахстана: состояние, инновационный потенциал, тренд развития. - Алматы, 2005. – Т. 5. - 290 с.
- 13 Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана // Справочник. – Алматы, 1995. – 231 с.
- 14 Кириченко Г.Г., Васильева М.В. Переработка бедных окисленных и забалансовых медных руд за рубежом // Цветная металлургия. – 1998. – №10. – С. 42-45.
- 15 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения / под.ред. А.А. Жарменова. – Алматы: ТОО
- 16 Полиграфсервис, 2008. – Т.5. - 426 с.
- 17 Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К. Теория и практика использования методов геотехнологии для переработки забалансовых и неконденционных медных руд // Комплексное использование минерального сырья. - 1999. - №4. - С. 93-98.
- 18 Халезов Б.Д., Неживых В.А., Тверяков А.Ю. Кучное выщелачивание отвалов горных пород медных рудников как способ обезвреживания

экологически опасных объектов // Известия вузов. Горный журнал. – 1997. – №11–12. – С.198-206.

19Крейн Ф. Экстракция в гидрометаллургии меди: Развитие и современное состояние // Комплексное использование минерального сырья. - 2004. - № 2. - С. 36-55.

20Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К. и др. Физико-химические свойства выщелачивания халькопирита // Комплексное использование минерального сырья. – 1993. – № 5. – С. 10-13.

21Синявер Б.В., Цейдлер А.А. Гидрометаллургия меди (зарубежный опыт).- М.: Цветметинформация, 1971. –112 с.

22Медведев Б.А., Хамхаш А. // Исследования по гидрометаллургической технологии переработки сульфидных медных концентратов // Технология металлов. - 2007. - №3. - С. 2-7.

23Халезов Б.Д., Неживых В.А. Кучное выщелачивание меди на Кальмакырском руднике АГМК // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2004. - № 9. – С. 245-250.

24Каплунов Д.Р., Юков В.А. // Горнотехнические системы комбинированной геотехнологии с нетрадиционными способами добычи //

25Горный журнал. – 2008. - № 4. – С. 66-72

26Томина В.Н. и др. Кучное выщелачивание меди из руды месторождения «Волковское» // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2010. – № 4. – С. 3 - 6.

27Каравайко Г. И. И др. Биогеотехнология металлов. Практическое руководство. – М.: Центр международных проектов ГКНТ. – 1989. – 375 с.

28Гиганов Г.П., Яринова. Т.И. Использование экстракции в гидрометаллургии меди за рубежом // Цветная металлургия. – 1998. – №6. – С. 45-47.

29Набойченко Б.Б., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. - М.: Металлургия, 1974.- 272 с.

30Набойченко С.С. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. - Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. - 940 с.

31Масленицкий И.Н., Соболев С.И. Автоклавные процессы в цветной металлургии. - М.: Металлургия, 1969. - 349 с.

32Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М.: Недра, 1986.- С. 256

33Набойченко С.С., Доржпурэв М. Автоклавное сернокислотное выщелачивание халькозинового концентрата месторождения Эрдент // Изв. вузов. Цветная металлургия. - 1982. - № 6. - С. 29-31.

34Набойченко С.С., Цогтхангай Д. Гидротермальная переработка халькозинового концентрата с использованием автоклавного окислительного выщелачивания // Изв. вузов. Цветная металлургия. -1983. -№ 1. - С. 55-58.

35Пат. 2384633 (13) С1 РФ. Способ переработки упорного медного сырья, содержащего благородные металлы / Птицын А.М. и др.; опубл. 3620.03.10.

37Масленицкий И.Н., Доливо-Добровольский В.В., Доброхотов Г.Н. и

др. // Автоклавные процессы в цветной металлургии. - М.: Металлургия, 1969. - № 5. - С. 325.

38Вольдман Г.М., Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Наука, 2003. - 463 с.

39Головко Э.А., Розенталь А.К. и др. Химическое и бактериальное выщелачивание медно-никелевых руд. - Ленинград: Наука, 1978. - 199 с.

40Пат. (19) (11)2124632 (13) C1 RU. Способ подземного выщелачивания сульфидных медьсодержащих полиметаллических руд / Канцель А.В. и др.; опубл. 10.01.99, Бюль. № 1. - С. 386.

41Пат. (19) (11)2336341 (13)C1 RU. Способ кучного бактериального выщелачивания сульфидсодержащих продуктов / Крылова Л.Н., Панин В.В.; опубл. 20.01.08. № 29 диск.

42Ваньюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – Челябинск: Металлургия, 1988 – 432 с.

43Цогтхангай Д., Набойченко С.С., Мамяченков С.В., Набойченко С.С.

44Исследование азотнокислой переработки медных концентратов // Материалы Всероссийской НПК «Перспективы развития технологий переработки углеводородных и минеральных ресурсов». – Иркутск, 2011. – С. 21-22.

45Способ извлечения молибдена из молибденсодержащего огарка
Кожевников Георгий Николаевич (RU) Ситдилов Фарит Габдулханович (RU)
Водопьянов Адриан Георгиевич (RU)

Приложение А

4 Мамырбаева К.К. Изучение кинетики выщелачивания продуктов обжига атакамита // Журнал «Комплексное использование минерального сырья». - 2011. - № 5 (278). - С.46-51.

5 Игнатьев М.М. Разработка экстракционной технологии получения меди из растворов выщелачивания руд месторождения Актогай: дис. ... канд. техн. наук. – Алма-ата, 1999. – 173 с.

6 Мамырбаева К.К. Изучение кинетики выщелачивания продуктов обжига атакамита // Журнал «Комплексное использование минерального сырья». - 2011. - № 5 (278). - С.46-51.

7 Иванов Б. В. Возможность гидрометаллургического кондиционирования низкосортных концентратов, полученных при переработке медно-колчеданных руд // Цветные металлы. — 2014. — №.11. — С. 42–46.

8 Stevanovic Z. and other. Leach-SX-EW copper revalorization from overburden of abandoned copper mine Cerovo, Eastern Serbia // Journal of Mining and metallurgy. - 2009. -№ 45 B (1). – P. 45-57.

M. A. Mendeke, A. M. Khamitov, O.S. Baigenzhenov

Research on hydrometallurgical treatment technology of copper sulfide ores

Annotation. The article presents the results of a study of the leaching process of copper sulfide with sulfuric acid. In order to activate the leaching process, into the sulfuric acid solution hydrogen peroxide is mixed. As a result, it was found that the degree of recovery of copper increased by 1.5 times.

Keywords: Copper sulfide ore, leaching, sulfuric acid, hydrogen peroxide

М.А. Мендеке, А.М. Хамитов, О.С. Байгенженев

Исследование технологии гидрометаллургической переработки медных сульфидных руд

Аннотация. В статье изложены результаты исследования процесса выщелачивания медных сульфидных руд серной кислотой. В целях активации процесса, выщелачивания проводилась смесью серной кислоты и перекиси водорода. При этом извлечение меди в раствор увеличивается в 1,5 раза.

Ключевые слова: Медная сульфидная руда, выщелачивание, серная кислота, перекись водорода

УДК 669.334 (043)

Т.С. Набиев, С.М. Рахимбаев

*Научный руководитель К.К. Мамырбаева, ассистент-профессор, Ph.D, Satbayev University,
k.mamyrbayeva@satbayev.university*

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ИЗ ХВОСТОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД

Аннотация: Медная промышленность занимает одно из ведущих мест в цветной металлургии Казахстана. Ее подтвержденные запасы оцениваются в 6% от мировых, или 37 млн т. Большая их часть заключена в бедных медно-порфириновых месторождениях. Вопросы вовлечения этих месторождений в отработку связаны прежде всего с рядом технологических проблем, решение которых позволило бы вести рентабельную отработку низкосортных руд.

В статье приведены результаты исследования по безокислительному сернокислотному выщелачиванию проб хвостов, сформированных медеизвлекающими предприятиями. Физико-химическими исследованиями установлено, что в составе руд содержание меди составляет 0,55%, основными минералами меди являются малахит, азурит, халькопирит. В качестве выщелачивающего реагента была выбрана серная кислота концентрации 0,25-1 М. Соотношение твердой и жидкой фаз – 1:3, продолжительность выщелачивания 30–600 минут. Установлено, что при оптимальных

условиях при сернокислотном выщелачивании проб максимальная степень извлечения меди составило 68%, содержание меди в продуктивном растворе 1,5 г/л.

Ключевые слова: медь, выщелачивание, извлечение, гидрометаллургия, азурит, малахит.

В металлургии цветных металлов широко применяются гидрометаллургические методы. Большое значение они приобретают в связи с вовлечением в переработку все более бедных и сложных по составу руд и концентратов, так как обеспечивают достаточно высокое извлечение металлов [1-3].

Значительным потенциалом рудной базы республики являются крупнейшие месторождения Джезказган, медно-порфирового типа Актогай, Айдарлы, Коксай и Бозшаколь, отвалы накопленные многие годы и даже хвосты выщелачивания руд.

Выщелачивание руд в основном проводится электролитами — водными растворами кислот, щелочей, солей. Наиболее распространенным растворителем при выщелачивании медных руд является серная кислоты [4].

Целью настоящей работы является исследование условий выщелачивания меди из проб хвостов кучного выщелачивания месторождения Джезказган.

Отвалы, сформированные медеизвлекающими предприятиями РК, представлены техногенными отходами различных типов, которые являются перспективным источником минерального сырья. Вовлечение в переработку отходов и хвостов позволит снизить негативное воздействие на окружающую среду и расширить минерально-сырьевую базу медных предприятий за счет возможности переработки этих руд методами кучного выщелачивания.

Нами для разработки технологии выщелачивания были предварительно проведены исследования гранулометрического, химического и минералогического составов исходных проб.

Анализ гранулометрического состава проб хвостов показал, что основная масса продукта (98,55%) представлена частицами +0,05-0,1 мм. Класс крупности — 0,05 мм составляет 0,95%, а класс крупности +0,1–0,45% от общей массы хвостов.

Химический анализ проб показал, что из цветных металлов в данных техногенных продуктах преобладает медь (0,55%). Содержание железа варьирует от 0,21–0,4%. Медь и железо входят в состав основных рудообразующих минералов.

Рентгенофазовый анализом установлено, что основная доля меди в пробе представлена в виде окисленных минералов (60–73%), сульфидными (халькопирит, ковеллин), железо — сульфидными и окисленными. Главными минералами меди являются: азурит, малахит, халькопирит. В результате воздействия окружающей среды на поверхности пиритных минералов наблюдается развитие гидроокислов железа.

Результатами ИК-спектроскопического анализа (рисунок 1) подтверждено присутствие в пустой породе следующих минералов: кварца $\alpha\text{-SiO}_2$, каолинита $\text{Al}_4[(\text{OH})_8 | \text{Si}_4\text{O}_{10}]$, кальцита CaCO_3 , плагиоклаза типа альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, ортоклаза $\text{K}[(\text{Si},\text{Al})_4 \text{O}_8]$, мусковита $\text{KA}l_2[(\text{OH},\text{F})_2 | \text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$, клинохлора $(\text{Mg},\text{Al})_3[(\text{OH})_2 | \text{AlSi}_3\text{O}_{10}]\text{Mg}_3(\text{OH})_6$, талька $\text{Mg}_3[(\text{OH})_2 | \text{Si}_4\text{O}_{10}]$, ломонтита $\text{Ca}[\text{AlSi}_2\text{O}_6]_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, томсонита $\text{NaCa}_2[\text{Al}_2 | (\text{Al}, \text{Si})\text{Si}_2\text{O}_{10}]_2 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, пирита FeS_2 (418 см^{-1}), медьсодержащего минерала - халькопирита CuFeS_2 .

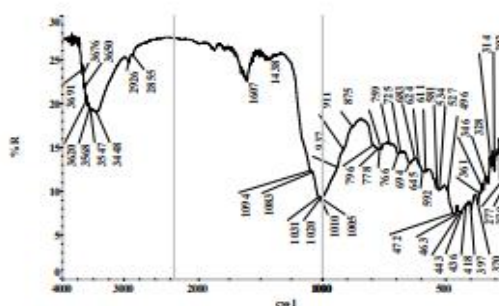


Рисунок 1 - Инфракрасный спектр медьсодержащей пробы

В длинноволновой области, где наблюдается проявление связей $\text{Me} - \text{O}$ и $\text{Me} - \text{S}$, зафиксированы полосы поглощения соответствующим колебаниям связей $\text{Fe}^{3+} - \text{O}$ (в силикатах, карбонатах) и $\text{Cu}^{+} - \text{O}$ (в солях) (270 см^{-1}). Также наблюдаются валентные колебания $\text{O} - \text{H}$ (3448 см^{-1}) и деформационные колебания воды $\delta\text{НОН}$ (1607 см^{-1}) [5].

Основные окисленные минералы меди - малахит, азурит, сульфаты меди обнаружены визуально с помощью микроскопа.

Петрографическими исследованиями аншлифов (рисунок 2), изготовленных из проб исследуемой руды, показали, что минеральный состав исследованных проб не отличается большим разнообразием. Основными рудными минералами явились пирит, халькопирит, ковеллин, халькозин, малахит, лимонит.

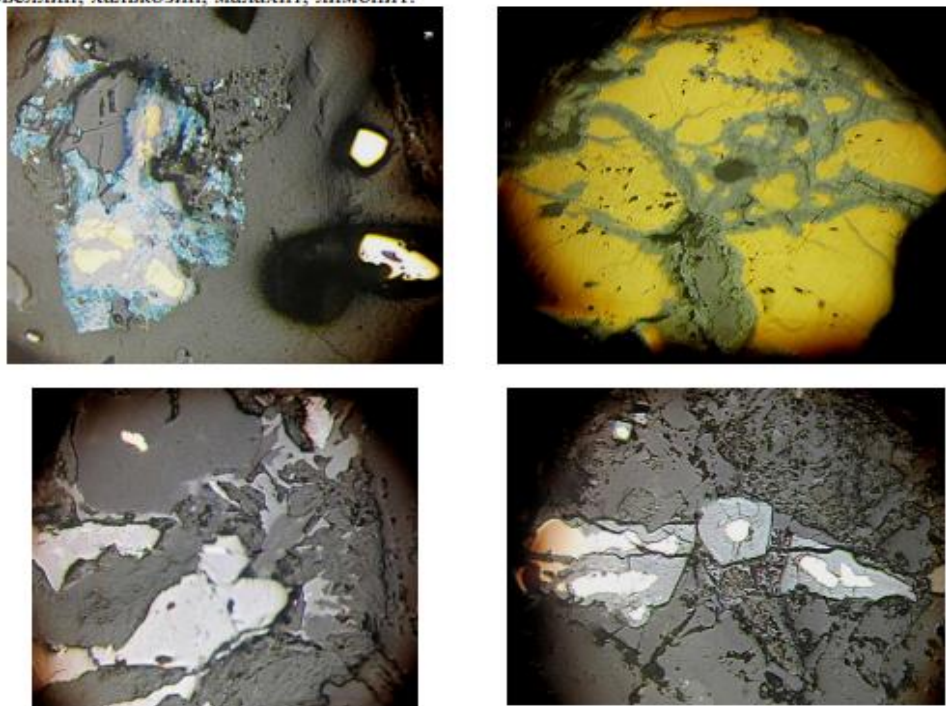


Рисунок 2 – Микрофотографии поверхности проб медных руд

Термодинамический анализ растворения медных окисленных и сульфидных минералов показал, что выщелачивание меди оптимально проводить при pH среды в интервале 0–4 [4, 5].

Исследования по извлечению меди из проб проводились агитационным одностадийным выщелачиванием в следующих условиях: масса пробы — 100 г, соотношение твердой и жидкой фаз — Т:Ж=1:3, продолжительность выщелачивания — от 30 минут до 12 часов, концентрация кислоты в пределах 0,25–1 М. Содержание меди в растворе были определены титриметрическим анализом. Полученные результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты выщелачивания

Продолжительность, мин	Концентрация H_2SO_4 , М/дм ³	Концентрация Cu^{2+} в растворе, г/дм ³	E_{Cu} , %	Продолжительность, мин	Концентрация H_2SO_4 , М/дм ³	Концентрация Cu^{2+} в растворе, г/дм ³	E_{Cu} , %
30	0,25	0,33	15	30	0,75	1,21	55
60	0,25	0,37	17	60	0,75	1,25	57
90	0,25	0,40	18	90	0,75	1,28	58
120	0,25	0,44	20	120	0,75	1,34	61
360	0,25	0,55	25	360	0,75	1,50	68
480	0,25	0,55	25	480	0,75	1,50	68
600	0,25	0,55	25	600	0,75	1,50	68
30	0,50	0,68	31	30	1,00	1,30	59
60	0,50	0,84	38	60	1,00	1,36	62
90	0,50	0,81	37	90	1,00	1,52	69
120	0,50	0,90	41	120	1,00	1,52	69
150	0,50	1,03	47	360	1,00	1,52	69
480	0,50	1,03	47	480	1,00	1,52	69
600	0,50	1,03	47	600	1,00	1,52	69

Как показывают полученные результаты, увеличение продолжительности выщелачивания от 30 минут до 600 минут и концентрации серной кислоты от 0,25 М до 1 М привели к повышению извлечения меди от 15 до 69 %. Состав продуктивных растворов, полученных выщелачиванием проб хвостов, г/дм³: Cu – 1,52, Fe – 1,05. Оптимальной продолжительностью выщелачивания является 360 минут, концентрация кислоты - 0,75 М. Дальнейшее повышение продолжительности и концентрации серной кислоты не привели к значительному повышению степени извлечения меди из хвостов.

Литературы:

1. Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К. Теория и практика использования методов геотехнологии для переработки забалансовых и неконденционных медных руд // Комплексное использование минерального сырья. - 1999. - №4. - С. 93–98
2. Зайганов В.Г. Увеличение минерально-сырьевых ресурсов меди за счет развития технологий извлечения окисленных разновидностей металла // Горный журнал Казахстана. – 2010. - № 2. – С. 14–19.
3. В. А. Маслובоев, Д. В. Макаров, А. В. Светлов, Н. В. Фокина, Е. С. Янишевская, А. А. Горячев. Проблемы и перспективы методов гидрометаллургической переработки бедных сульфидных руд и техногенных отходов в северных регионах – ФИЦ Кольский научный центр РАН, г. Апатиты, Россия. 2018, с. 58.
4. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects // Hydrometallurgy. - 157, 2015. – с. 306–324
5. Мамырбаева К.К. Гидрометаллургическая переработка окисленных и смешанных бедных медных руд: дис. ... Ph.D. - Алматы, 2012. – С. 45.

6. Mamyrbayeva K.K., Luganov, V.A., Eshmoldayeva A.B. Processing of Aktogai (Kazakhstan) mixed copper ore. 2015. The XVI Balkan Mineral Processing Congress, Belgrad, Serbia, June 17-19.: 713-718

Т.С. Набиев, С.М. Рахымбаев., К.К. Мамырбаева
Шаймалау қалдықтарынан мысты бөліп алу

Түйіндемесі: Мыс өнеркәсібі Қазақстандағы түсті металлургия саласында жетекші орындардың бірін алады. Мыстың дәлелденген қоры әлемнің 6% немесе 37 млн тоннаға бағаланады, олардың көпшілігі мыс-порфирлі кен орындарында. Бұл кен орындарын пайдалы қазбаларға тарту мәселелері, ең алдымен, сапасы жағынан төмен кендерді үнемді өндіруге мүмкіндік беретін біркатар технологиялық проблемалармен байланысты.

Мақалада мыс өндіретін кәсіпорындардың шаймалау қалдықтарынан тотықтырусыз күкірт қышқылымен шаймалау бойынша зерттеу нәтижелері келтірілген. Физика-химиялық зерттеулер шаймалау қалдығы үлгілеріндегі мыс мөлшері 0,55%, мыстың негізгі минералдары - малахит, азурит, халькопирит екенін анықтады. Шаймалаушы реагент ретінде 0,25–1 М концентрациялы күкірт қышқылы таңдалды. Қатты және сұйық фазалардың қатынасы 1: 3, шаймалау уақыты 30–600 минутты құрады. Үлгілерді күкірт қышқылымен шаймалаудың тиімді жағдайларында мысты шаймалаудың максималды деңгейі 68% жетті, өнімді ерітіндідегі мыс мөлшері 1,5 г / л құрады.

Өзекті сөздер: мыс, шаймалау, бөліп алу, гидрометаллургия, азурит, малахит, халькопирит.

T.S. Nabiev, S.M. Rakhimbayev., K.K. Mamyrbayeva
Extraction of copper from ore leach tailings

Annotation: The copper industry occupies one of the leading places in non-ferrous metallurgy in Kazakhstan. Its proven reserves are estimated at 6% of the world, or 37 million tons. Most of them are in poor copper-porphyry deposits. The issues of involving these deposits in processing are associated primarily with a number of technological problems, the solution of which would allow the cost-effective processing of low-grade ores.

This article presents the results of a study on non-oxidative sulfuric acid leaching of leach tailings samples formed by copper-extracting plants. Physical and chemical studies have established that the copper content in the samples is 0.55%, the main minerals of copper are malachite, azurite, chalcopyrite. Sulfuric acid with a concentration of 0.25–1 M was chosen as the leaching reagent. The ratio of solid and liquid phases was 1:3, and the leaching time was 30–600 minutes. It has been revealed that under optimal conditions for sulfuric acid leaching of samples, the maximum degree of copper recovery was 68%, the copper content in the productive solution was 1.5 g / l.

Key words: copper, leaching, extraction, hydrometallurgy, azurite, malachite.

УДК 669.334

А.С. Ниязалы, Ғ.Ж. Парсаханов, С.С. Конаратбекова
Satbayev University, Республика Казахстан, г. Алматы
s.konyratbekova@satbayev.university

ИЗОТЕРМА СОРБЦИИ МЕДИ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

Аннотация. Статья посвящена изучению сорбции ионов меди из сернокислых растворов после кучного выщелачивания. Объектом исследования был катионит КУ-2-8 и продуктивный раствор. В процессе данной работы определены оптимальное значение pH раствора CuSO_4 для сорбции катионов меди смолой КУ-2-8, равное 4,0, и статическая объемная емкость смолы КУ-2-8 по катионам меди. Приведена характеристика монофункционального сильноокислотного ионита промышленного происхождения и схемы реакции протекания сорбции меди на сульфокатионитах. В ходе процесса были изучены такие свойства ионита как удельный объем набухшего ионита, насыпная плотность и влажность. В результате исследования была построена изотерма, имеющий вогнутый вид. Таким образом, вогнутая изотерма показывает, что ионы меди связываются с обменными группами ионита менее прочно, чем ион (H^+) на который он обменивается.

Ключевые слова: сорбция, ионит, раствор, емкость, концентрация, изотерма.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
(наименование работы)

Набиев Талгат Сабитулы
(Ф.И.О. обучающегося)

7M07204 - «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»
(кодиф. и наименование специальности)

На тему: **Определение оптимальных условий извлечения цветных металлов из руды месторождения Актогай**

Выполнено:

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

Работа выполнена на актуальную тему, так как переработка отработанных медных сплавов в настоящее время является одной из первоочередных задач на фоне ухудшающегося качества рудного сырья.

В диссертации представлены результаты исследований по изучению извлечения оптимальных условий цветных металлов из руды месторождение Актогай.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

1) В работе приведен анализ литературных данных; физико-химический анализ исходных смешанных руд; проведение экспериментов по выщелачиванию смешанных медных руд в различных условиях.

2) Стоит доработать экономическую часть, но в целом работа приведена хорошо.

Оценка работы

В целом работа имеет достаточный объем экспериментальных данных, интересна, соответствует квалификационной характеристике специальности и оценивается на оценку «отлично» (90 %). Автор магистерской диссертации – Набиев Талгат Сабитулы – заслуживает присвоения ему академической степени магистр технических наук по специальности 7M07204 – Metallurgy and enrichment of useful minerals.

Рецензент,
канд. техн. наук
ИМиО, зав. Лабораторией
спецметодов гидрометаллургии
« 09 » 06 2021 г.

Ф КазНУТУ 706-17. Рецензия

Койжанова А.К. Койжанова А.К.

