

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургические процессы, теплотехника и технология  
специальных материалов»

Қайратұлы Бағдат

Переработка руды месторождения Коньрат методом перколяционного выщелачивания

**ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

6B07203 – Metallurgia и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургические процессы, теплотехника и технология  
специальных материалов»



**ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

На тему: «Переработка руды месторождения Кобырат методом перколяционного  
выщелачивания»

6B07203 – Metallurgy and enrichment of useful minerals

Выполнил

Қайратұлы Б.

Рецензент  
д-р техн. наук

Квятковский С.А.  
«08» 06 2023 г.

Научный руководитель  
канд. техн. наук

Усольцева Г.А.  
«08» июня 2023 г.



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

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургические процессы, теплотехника и технология  
специальных материалов»

6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

**УТВЕРЖДАЮ**

Заведующая кафедрой МПТиТСМ  
доктор PhD, канд. техн. наук,  
ассоциат-профессор

Чепуштанова Т.А.

2022 г.



**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение дипломной работы**

Обучающемуся Қайратұлы Бағдату

Тема: Переработка руды месторождения Конырат методом перколяционного  
выщелачивания

Утверждена приказом ректора университета от «23» ноября 2022 г. № 408–П/Ө

Срок сдачи законченной работы: «01» июня 2023 г.

Исходные данные к дипломной работе: литературные сведения о процессах  
выщелачивания; медная руда месторождения Конырат

Краткое содержание дипломной работы:

- а) аналитический обзор литературы по теме исследований;*
- б) экспериментальная часть, в которой привести опытные данные по анализу  
исходного сырья и перколяционному выщелачиванию медной руды  
месторождения Конырат;*
- в) экономическая часть, в которой следует привести расчет затрат на  
проведение исследований;*
- г) безопасность и охрана труда, где следует привести вредности и опасности,  
связанные с выполнением работы и методы организации безопасного труда в  
лаборатории.*

Перечень графического материала, (с точным указанием обязательных  
чертежей): *представлены не менее 15 слайдов презентации работы*

Рекомендуемая основная литература: *из 15 наименований.*

**ГРАФИК**  
подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	20.01.2023 г.	
Аналитический обзор литературы	0.02.2023 г.	
Экспериментальная часть	14.04.2023 г.	
Экономическая часть	26.04.2023 г.	
Безопасность и охрана труда	16.05.2023 г.	
Заключение	23.05.2023 г.	

**Подписи**

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект)  
с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Г.А. Усольцева, канд. техн. наук		16.05.2023
Безопасность и охрана труда	Г.А. Усольцева, канд. техн. наук		25.05.2023
Нормоконтролер	С.С. Қоңыратбекова, канд. техн. наук.		5.06.2023

Научный руководитель  Усольцева Г.А.

Задание принял к исполнению обучающийся  Кайратұлы Б.

Дата

«23» декабря 2022 г.

## АҢДАТПА

Бұл тезис тапсырмадан, кіріспеден, әдебиеттерге аналитикалық шолудан, эксперименттік бөлімнен, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Дипломдық жұмыс 59 бетте көрсетілген, 18 сурет пен 15 кестеден тұрады.

Дипломдық жұмыстың мақсаты Қоңырат кен орнының мыс кенін перколяциялық шаймалау процесін зерттеу болып табылады.

Жұмыстың пәні құрамында мыс бар өнімді ерітінді алу үшін күкірт және тұз қышқылдарының ерітінділерін қолдана отырып, гидрометаллургиялық өндеу арқылы мыс кенінен мыс алу процесі болып табылады.

Зерттеу нысаны - Қоңырат кен орнының мыс кені.

Дипломдық жұмыста мыс кенін күкірт қышқылының ерітінділерімен перколяциялық шаймалаудың эксперименттік нәтижелері келтірілген. Қоңырат кен орнының мыс кенінің құрамына кіретін негізгі минерал - халькозинді шаймалау процесінің термодинамикалық және кинетикалық сипаттамалары келтірілген. Мыс сулы ерітіндіге темір және алюминий тұздары қосылған күкірт қышқылының ерітінділерін қолданған кезде тиімді түрде алынатыны анықталды. Мыс кенінің еру жылдамдығы қышқылдардың концентрациясына, температураға және шаймалау ұзақтығына байланысты екендігі көрсетілген.

Сонымен қатар, перколяциялық шаймалауды жүзеге асыруда суару тығыздығы мен үзілістердің болуы зерттелді. 2-4 күн аралығында кенді суару кезінде үзілістердің болуы мыс өндіруді арттыруға және қышқыл шығынын азайтуға мүмкіндік беретіні көрсетілген.

Дипломдық жұмысының экономикалық бөлімінде зерттеу шығындарының есебі келтірілген, "Еңбек қауіпсіздігі және еңбекті қорғау" бөлімінде зертханада қауіпсіз жұмысты ұйымдастыру элементтері келтірілген.

## АННОТАЦИЯ

Настоящая дипломная работа состоит из задания, введения, аналитического обзора литературы, экспериментальной части, заключения, списка литературы. Дипломная работа изложена на 59 страницах, содержит 18 рисунков и 15 таблиц.

Целью дипломной работы является исследование процесса перколяционного выщелачивания медной руды месторождения Коньрат.

Предметом работы является процесс извлечения меди из медной руды путем гидрометаллургической переработки с использованием растворов серной и соляной кислот с получением продуктивного медьсодержащего раствора.

Объект исследований – медная руда месторождения Коньрат.

В дипломной работе представлены экспериментальные результаты перколяционного выщелачивания медной руды растворами серной кислоты. Приведены также термодинамические и кинетические характеристики процесса выщелачивания халькозина - основного минерала, входящего в состав медной руды месторождения Коньрат. Установлено, что наиболее эффективно медь извлекается в водный раствор при использовании растворов серной кислоты с добавлением в них солей железа и алюминия. Показано, что скорость растворения медной руды зависит от концентрации кислот, температуры и продолжительности выщелачивания.

Кроме того, исследовано влияние плотности орошения и наличия пауз при реализации перколяционного выщелачивания. Показано, что наличие пауз при орошении руды в интервале 2-4 суток позволяет повысить извлечение меди и снизить расход кислоты.

В экономической части дипломной работы представлены расчеты затрат на проведение исследований, в разделе «Безопасность и охрана труда» приведены элементы организации безопасной работы в лаборатории.

## ANNOTATION

This thesis consists of a task, an introduction, an analytical review of the literature, an experimental part, a conclusion, a list of references. The thesis is presented on 59 pages, contains 18 figures and 15 tables.

The purpose of the thesis is to study the process of percolation leaching of copper ore from the Konyrat deposit.

The subject of the work is the process of extracting copper from copper ore by hydrometallurgical processing using solutions of sulfuric and hydrochloric acids to obtain a productive copper-containing solution.

The object of research is the copper ore of the Konyrat deposit.

The thesis presents experimental results of percolation leaching of copper ore with sulfuric acid solutions. Thermodynamic and kinetic characteristics of the leaching process of chalcosine, the main mineral that is part of the copper ore of the Konyrat deposit, are also given. It has been found that copper is most effectively extracted into an aqueous solution when using sulfuric acid solutions with the addition of iron and aluminum salts in them. It is shown that the rate of dissolution of copper ore depends on the concentration of acids, temperature and duration of leaching.

In addition, the influence of irrigation density and the presence of pauses during the implementation of percolation leaching has been studied. It is shown that the presence of pauses during ore irrigation in the interval of 2-4 days allows to increase copper extraction and reduce acid consumption.

In the economic part of the thesis, calculations of research costs are presented, in the section "Safety and labor protection" elements of the organization of safe work in the laboratory are given.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Аналитический обзор литературы	12
1.1 Тенденции развития медной отрасли в Казахстане	12
1.2 Гидрометаллургические и геотехнологические методы переработки бедного медьсодержащего сырья	14
1.3 Применение кучного выщелачивания в Республике Казахстан	15
1.4 Характеристика месторождения Конырат	20
2 Экспериментальная часть	23
2.1 Методика проведения экспериментов и исследований	23
2.2 Физико-химический анализ руды Коунрадского месторождения	24
2.3 Термодинамический анализ растворения сульфидных минералов меди	27
2.4 Изучение отдельных кинетических характеристик процесса растворения халькозина	34
2.5 Изучение выщелачивания меди из халькозина растворами соляной и серной кислот и растворами сульфата железа (III)	37
2.6 Выщелачивание сульфидной руды месторождения Конырат методом перколяционного выщелачивания	41
2.6.1 Влияние пауз при орошении и продолжительности выщелачивания на извлечение меди в продуктивный раствор	41
2.6.2 Влияние плотности орошения на извлечение меди	43
2.6.3 Влияние концентрации серной кислоты на извлечение меди	45
3 Экономическая часть	47
4 Безопасность и охрана труда	51
4.1 Организация безопасной работы в лаборатории	51
4.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов	51
4.3 Обеспечение безопасности при работе в лаборатории	52
Заключение	54
Перечень принятых сокращений, терминов	56
Список использованных источников	57

## ВВЕДЕНИЕ

*Современное состояние научно-технической проблемы.* Медь – один из наиболее востребованных металлов и является важнейшим материалом для многих отраслей. Структура потребления меди в мире выглядит следующим образом: 31 % приходится на прочее оборудование (потребительская продукция, системы охлаждения, электроника), 28 % - на строительную отрасль, 16 % - на инфраструктуру, 13 % - на транспорт, 12 % - на обрабатывающую промышленность [1].

Несмотря на то, что Республика Казахстан входит в первую десятку ведущих стран мира по запасам и производству меди [1], в настоящее время в нашей стране основные запасы богатых медных руд выработаны, и уже сейчас возникает проблема переработки бедного и забалансового минерального сырья и отходов медного производства, скопившихся в отвалах и хвостовых хозяйствах предприятий.

В условиях прогрессирующего сырьевого дефицита важными сырьевыми источниками могут быть колоссальные отвалы некондиционных медных руд и бедных медьсодержащих вскрышных пород; неотработанные запасы и ресурсы заброшенных медных рудников и эксплуатируемых месторождений; отходы медных обогатительных фабрик и т.п. Значительная доля этих нетрадиционных источников сырья медного производства представлена преимущественно смешанными и окисленными образованиями. Кроме того, существуют месторождения, которые признаны в настоящее время нерентабельными в виду малого содержания в них ценных компонентов и сложности минералогического состава [1].

Многие месторождения характеризуются неглубоким залеганием руды. Наиболее близко к поверхности расположена зона, в которой содержатся окисленные и смешанные руды, которые невозможно рентабельно перерабатывать традиционными способами. Поэтому при разработке месторождений открытым карьерным способом, руда из такой зоны содержащая сотни тысяч тонн меди, может быть сброшена в отвалы в виде вскрышных пород.

Вместе с тем, зарубежном и отечественные данные показывают, что подобные руды могут быть эффективно переработаны методом кучного выщелачивания, причем чаще всего выщелачивание производится с использованием в качестве выщелачивающего агента растворов серной кислоты, а в случае наличия в руде сульфидных минералов меди требуется либо предварительный обжиг, либо добавка в раствор или руду окислителей различной природы [2], [3], [4], [5], [6], [7].

В связи с этим, быстрее освоение таких месторождений с частичным использованием методов геотехнологии в целом позволит значительно облегчить положение дел с сырьевой базой.

Гидрометаллургические методы переработки сырья несомненно перспективны. Перспективность заключается в низких капитальных вложениях, относительной экологической чистоте, низкой себестоимости продукции.

Причина в том, что исключается процесс добычи и отсутствует капитальное строительство, а это самое дорогие составляющие себестоимости. Внедрение гидрометаллургических методов позволяет достичь ускоренного, рационального комплексного освоения медных месторождений с низким содержанием в них меди, обогащение которых в связи с этим в настоящее время нерентабельно.

*Цель работы* – исследование процесса перколяционного выщелачивания медной руды месторождения Конырат.

*Задачи работы:*

- проведение анализа литературных и патентных данных с целью обобщения сведений о путях переработки медьсодержащего сырья и обоснования выбранного направления исследований;
- представление характеристики медьсодержащего минерального сырья, используемого в работе;
- выполнение термодинамического обоснования процесса выщелачивания меди из медных сульфидных руд;
- изучение влияния технологических факторов на процесс выщелачивания медьсодержащего рудного сырья;
- изучение кинетических характеристик процесса выщелачивания сульфидных минералов меди, в частности, халькозина.

*Научная новизна работы* состоит в том, что показано влияние ряда технологических факторов на кинетику процесса выщелачивания бедного медьсодержащего сульфидного сырья.

*Актуальность темы* напрямую связана с задачами стратегии Казахстана, которые определены в Послании Н.А. Назарбаева «Казахстанский путь – 2050: Единая цель, единые интересы, единое будущее»: «Нам принципиально важно переосмыслить наше отношение к своим природным богатствам... Мы должны научиться ими управлять... и, самое главное – максимально эффективно трансформировать природные богатства нашей страны в устойчивый экономический рост» [8]. В связи с этим, актуальность работы связана с созданием гидрометаллургической технологии переработки бедного медьсодержащего сульфидного сырья, при реализации которой может быть повышена комплексность использования сырья и вовлечено в переработку некондиционное медное сырье.

*Теоретическая и методологическая основа работы:*

- использование банка данных термодинамических величин и программного комплекса «HSC Chemistry 5 Technology Engineering Research Stainless Steel Copper Zinc Metals компании «Outokumpu Oyj» (Финляндия);
- применение методов физико-химического анализа: рентгенофазового, объемного титрования, рН-метрии;
- стандартные инженерные расчеты обработки результатов экспериментов по выщелачиванию и термической обработке;
- при выполнении работы использовалась новая измерительная аппаратура (рН-метры и термометры со сроком службы менее 1 года), на которую распространяется первичная поверка, выполненная на заводе-изготовителе.

*Практическая база написания работы.* Работа является результатом экспериментальных исследований автора, выполненных в НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева» на кафедре «Металлургические процессы, теплотехника и технология специальных материалов» Горно-металлургического института имени О.А. Байконурова.

*Обоснование необходимости выполнения работы.* Проведенный анализ литературных данных показал, что:

– сложность состава природного медьсодержащего сырья и малое содержание в нем меди сдерживают разработку технологий его переработки, что способствует росту объемов отвалов и отходов медного производства;

– выщелачивание бедного медьсодержащего минерального сырья осуществляется с использованием в качестве выщелачивающих агентов растворов минеральных кислот, солей и гидроксида аммония.

*Основные положения, выносимые на защиту:*

– термодинамический анализ процесса выщелачивания медьсодержащего сульфидного рудного сырья;

– результаты изучения влияния технологических факторов на процесс выщелачивания меди из руды месторождения Конырат;

– результаты изучения скорости растворения медных минералов и разработка эффективной технологии выщелачивания меди из сульфидных медных руд месторождения Прибалхашья кинетические исследования процесса выщелачивания халькозина с применением растворителей различной природы.

## **1 Аналитический обзор литературы**

Медь используется человечеством с древних времен. Промышленное использование меди определяется ее ценными природными свойствами: высокой электро - и теплопроводностью, достаточной химической устойчивостью, способностью давать высококачественные сплавы с другими металлами, легкостью в обработке, отличными монтажными качествами.

Медная промышленность является одной из ведущих подотраслей цветной металлургии. Выпуск меди постоянно растет, а технология ее получения непрерывно совершенствуется. Дальнейшее увеличение производства меди возможно за счет вовлечения в металлургическую переработку новых видов сырья, повышения комплексности его использования и интенсивного освоения новых прогрессивных технологических процессов и аппаратов.

Основные сокровища полиметаллических руд Республики Казахстан находятся в Восточном и Южном Казахстане. На территории Центрального Казахстана известно около 1700 месторождений и рудопроявлений меди, в том числе в горах Джунгарского и Заилийского Алатау – 110 месторождений и рудопроявлений полиметаллических руд, на Алтае – около 900, причем 6 % месторождений являются крупными, имеющими общемировое значение. Медная промышленность Казахстана представлена такими уникальными месторождениями, как Жезказганское, Коунрадское (Коньрат), Саянское, Бозшакольское, Орловское, Николаевское, Чатыркульское, и обеспечена запасами на длительный срок. Экономически выгодно и целесообразно развивать также действующие предприятия полиметаллических руд и осваивать такие месторождения как Карагандинское, Каскайыр-Актальское, Узунжальское, Алайское и др. [1].

### **1.1 Тенденции развития медной отрасли в Казахстане**

В период 2017 по 2021 годы среднегодовой прирост производства меди составлял 5,5 %. По итогам 2021 года внутреннее производство выросло на 2904 тыс. тонн, или на 2,38 %. Что касается основного продукта первичной переработки медной руды - меди рафинированной, то производство в 2021 году снизилось на 0,85 % относительно показателя годом ранее.

Производство медной руды и концентратов в Казахстане преимущественно носит экспортоориентированный характер. Так, в период с 2017 по 2020 года экспортная продукция превышала отметку в 1 млн. т,

в 2021 году объем экспорта упал почти на 23 %. Данное явление было обусловлено сокращением объемов зарубежных поставок одной из ключевых производственных организаций Казахстана – KAZ Minerals. Объем реализации компании в 2021 году, по оценке "Смарт Консалт Групп" составил 253 тыс. т, что ниже на 18 % показателя предыдущего периода. Одним из факторов снижения объема экспорта стали логистические проблемы, обусловленные

сохраняющимися ковидными ограничениями на границе с Китаем. При этом снизился и экспорт рафинированной меди до 385,7 тыс. т (-20,3 %).

В 2022-2023 году объемы производства меди в Казахстане представлены графически на электронном ресурсе [9] (рисунок 1).

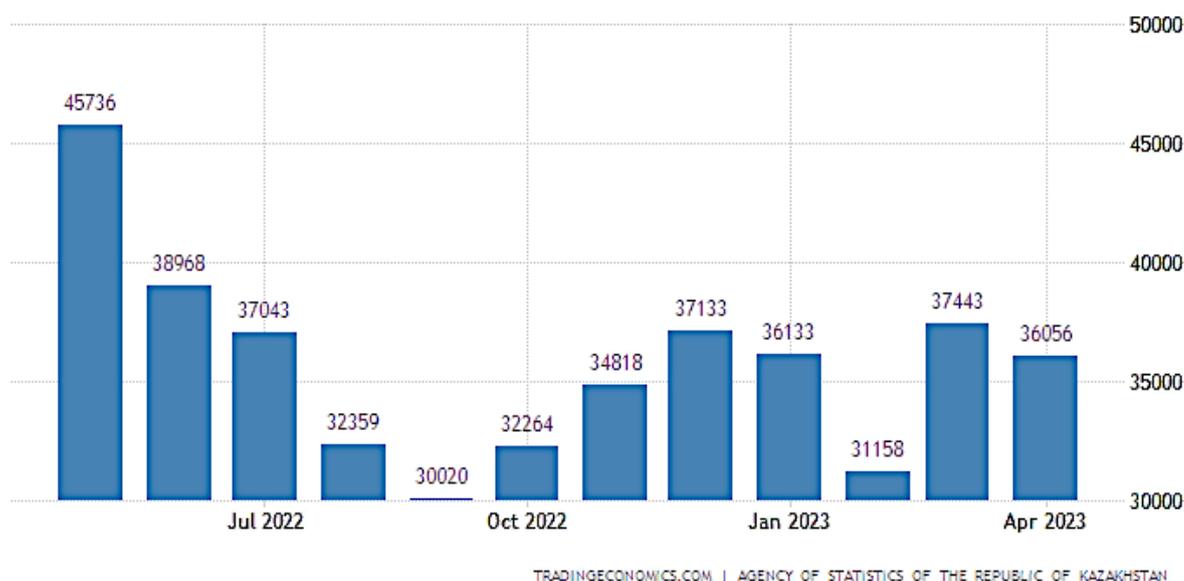


Рисунок 1 – Производство меди в Казахстане в тоннах в 2022- 2023 годах

Стоит отметить, что Китай является самым крупным потребителем медной руды Казахстана. В 2021 году удельный вес Китая в региональной структуре экспорта медной руды и концентратов составлял, согласно оценке SmartConsult, 85,7 % в натуральном выражении, и 90,2 % в денежном. Ещё одним ключевым направлением экспорта продукции является Российская Федерация с долей 9,8 % в весовом эквиваленте.

В среднесрочной перспективе можно прогнозировать интенсивное наращивание объемов потребления казахстанской меди со стороны Китая, обусловленное активной реализацией в Поднебесной проекта по внедрению «зеленых технологий». В 2021 году в Китае спрос вырос на 5,3 % по сравнению с 2020 годом. Согласно оценке экспертов, в 2022 году показатель возрастет еще на 7,6 % и достигнет отметку почти в 14 млн. т.

Что касается долгосрочных перспектив, то в связи с развитием производства экологичной продукции и ростом потребления электромобилей в мире (+65 %), можно предположить к концу десятилетия возникновение мирового дефицита медной руды. К 2030 году спрос на медь возрастет на 16 %, при этом предложение будет на 6,4 млн. т меди меньше, чем потребление. Также на сегодняшний день суммарные мировые запасы меди на биржах сократились на 76 тыс. т. К 2026 году в Казахстане (в Актюбинской области) планируется открыть 3 крупных месторождения полезных ископаемых, в том числе по добычи меди. Инвестиции в рассматриваемые проекты составит более 195 млрд. тенге.

Таким образом, согласно оценке аналитиков «Смарт Консалт», до 2026 г. внутреннее производство медной руды будет иметь растущую динамику, что связано с увеличением спроса со стороны Китая, как основного потребителя продукта, а также наращиванием производственных мощностей на основных площадках страны, открытием новых рудников.

Так, к 2026 году объем рынка составит 148,3 млн. т, при этом CAGR с 2022 по 2026 г.г. будет составлять ~ 2,8 %.

Что касается рафинированной меди, то среднегодовой рост составит около 1 %, и производство возрастет до 504,7 тыс. т [10].

В добыче, подготовке и переработке медных руд ведущее место занимают компании: АО «Казахмыс», АО «Казцинк», «Актюбинская медная компания», «Полиметалл», «KAZ Minerals», ТОО «Медная компания Коунрад», ТОО «Сары Казна» и некоторые другие. При этом «Казахмыс», «KAZ Minerals» и «Казцинк» проводят полный производственный цикл от добычи сырья до выпуска готового металла, а ТОО «Медная компания Коунрад» и ТОО «Сары Казна» специализируются на переработке техногенных образований [1].

Производством рафинированной меди из вторичного сырья занимается компания ТОО "Кастинг", среднегодовой выпуск которой составляет 20 тыс. т.

## **1.2 Гидрометаллургические и геотехнологические методы переработки бедного медьсодержащего сырья**

Проблема использования громадных запасов забалансовых руд актуальна как с точки зрения расширения сырьевой базы производства металлов, так и с позиций ликвидации отвалов, высвобождения значительных площадей общественно полезных земель охраны окружающей среды. В связи с этим за рубежом для извлечения металлов из забалансовых и трудноперерабатываемых руд широко используются методы геотехнологии. Наибольшее распространение они нашли в производстве урана и меди.

В зависимости от содержания металла в руде, физико-химических свойств минералов, мощности месторождения, горно-геологических и климатических условий. Геотехнологические способы переработки медных руд и концентратов представлены следующими направлениями: агитационным, автономным, подземным и кучным выщелачиванием.

Метод перколяционного выщелачивания применяют для переработки окисленных богатых руд [3]. Подземное выщелачивание чаще всего используют для разработки месторождений, ранее эксплуатировавшихся традиционными способами, однако оно может явиться самостоятельным способом в случае нерентабельности переработки месторождения традиционными методами [11]. Метод кучного выщелачивания позволяет перерабатывать отвалы старых и новых карьеров месторождений, для которых метод обогащения нерентабелен. За рубежом известно 30 участков кучного и 17 участков подземного выщелачивания [12]. В настоящее время в США кучным выщелачиванием

производят 187 подземным выщелачиванием 28 тысячи тонн. В нашей стране эти способы применяются в сравнительно небольших масштабах. Освоена переработка отвалов и забалансовых руд только на Калмакырском, Николаевском и Коныратском рудниках.

При подземном и кучном выщелачивании значительное влияние на показатели извлечения меди оказывают такие параметры как концентрация кислоты, плотность орошения и паузы между орошениями, а также практический интерес представляет возможность многократного оборота технологических хвостовых растворах [13]. Как показано в работе [14] концентрация кислоты в орошающем растворе, плотность орошения, пауза в процессе выщелачивания и количество раствора находящегося в обороте, определяется экспериментально в зависимости от химического и минералогического состава руды.

Технология подземного и кучного выщелачивания включает два этапа: вскрытие руды с переводом металлов в раствор и переработку растворов. Одним из необходимых условий при этом является выбор растворителя и знание тех особенностей вещественного состава, которые наиболее влияют на показатели процесса выщелачивания.

При переработке медных руд применяют кислотное, аммиачное, цианидное и солевое выщелачивание, а также растворение с использованием органических реагентов. Наиболее распространенным растворителем, используемом при кислотном выщелачивании окисленных руд, является серная кислота, хотя ее применение ограничено для руд содержащих кальцит и доломит. Кроме того, в присутствии карбонатов кальция и магния возрастают безвозвратные потери кислоты за счет нейтрализации растворов. Вследствие неограниченной способности кислоты растворять не только минералы меди, но и другие металлы, отрицательное влияние неоднородности физико-химического состава руды незначительно. Слабая серная кислота является эффективным растворителем окислов металлов в руде, при этом роль окислителей сульфидов выполняют сульфаты железа или активных бактерии (при рН раствора в пределах 2,6 - 3,6).

Результаты практики и научно-исследовательских работ в области подземного и кучного выщелачивания медных руд свидетельствуют о ряде технологических затруднений, наблюдаемых при выщелачивании тех типов руд, где наряду с легкорастворимыми минералами меди содержатся труднорастворимые минералы.

Для интенсификации процесса выщелачивания подобных руд использовались разбавление добавки, улучшающие действие кислоты. В работе [15] описано выщелачивание меди из руд, содержащих халькопирит сернокислыми растворами поваренной соли. Проведенные исследования показали, принципиальную возможность кучного выщелачивания медных сульфидных руд этими растворами. Предложено также выщелачивать сульфидные руды растворами серной кислоты в присутствии нитратов и хлоридов щелочных и щелочноземельных металлов [16]. Выщелачивание

сульфидных руд авторы [16] предлагают проводить в присутствии сульфата железа (III). Введение последнего, а также нитрата аммония позволило интенсифицировать процесс выщелачивания медных руд Жезказганского месторождения [16], [17].

Приведенные в работе [18] данные показывают, что наиболее упорным к выщелачиванию оказался халькопирит. Так, например халькопирит растворяется в растворах серной кислоты в присутствии бактерий. О трудности растворения халькопирита говорит и тот факт, что даже в условиях автоклавного выщелачивания с применением кислорода требуется соблюдать жесткий технологический режим. В целом можно отметить, что на тех сульфидных месторождениях где создаются благоприятные условия для образования ионов железа (III), или деятельности микроорганизмов типа *Fh. ferroxidians*, выщелачивание протекает с достаточной для промышленных целей скоростью. На таких месторождениях создаются хорошие естественные условия для окисления основного сульфидного минерала пирита являющегося “внутренним” источником серной кислоты.

В качестве примера можно привести известный рудник Бинген Кансон, в США, в отвалах которого за многие годы добычи накопилось около 4 млрд. тонн колчеданной руды. За счет окисления пирита внутри отвала температура поднимается до 52 °С, что несомненно, значительно увеличивает эффективность выщелачивания. Подобные условия сложились и на отвалах Николаевского месторождения, где под орошением находится колчеданные руды и добавление серной кислоты в оборотные растворы сведено к минимуму. Вместе необходимо отметить, что пусковой “индукционный” период на колчеданных рудах в отличие от окисленных, длится значительно дольше, но зато приобретает, по-видимому, характер автокаталитической реакции, в чем состоит его положительная особенность.

В литературе имеется многочисленные работы о взаимодействии окисленных минералов с растворами серной кислоты [19], которые дают возможность считать, что окисленные минералы обладают достаточно высокой растворимостью в растворах серной кислоты.

Сульфидные минералы меди в серной кислоте растворяются при наличии в растворе окисляющих агентов [20]. По данным [18] установлено, что скорость растворения халькопирита, борнита и ковеллина при содержании кислоты в пределах 0.5-10 % зависит от концентрации последней, а в [13] скорость растворения халькопирита не зависит от концентрации кислоты.

В работе [14] показана возможность растворения халькопирита по трем возможным реакциям через образования окиси железа, серы и сероводорода. По данным [21] процесс растворения проходит постадийно через образование борнита и ковеллина, затем сульфата меди. Автор [22] предполагает два механизма образования: первый через борнит, второй через халькозин. Авторами [23] показано, что для выщелачивания халькопирита хлорид железа более эффективен чем сульфат железа. Кроме того, при использовании хлорида железа образуется одновалентная медь, что вдвое сокращает расход железного скрапа

при извлечении меди из растворов после выщелачивания при цементации. Необходимо отметить, что исследования по растворению сульфидных минералов весьма ограничены и носят противоречивый характер.

Таким образом, наиболее распространенными растворителями для выщелачивания сульфидных руд являются разбавленные растворы серной кислоты, которые обычно применяют в присутствии окислителей.

Вместе с тем, известно [24], что в процесс выщелачивания окисленных медных руд в раствор переходят легко растворимые железа аммония, магнезия и т.д., которые обладают высокими окислительными свойствами.

Однако, в литературе совершенно отсутствуют данные о возможности применения таких растворов для выщелачивания сульфидных руд с целью экономии расхода окисляющих реагентов, потребность в которых может оказаться достаточно значительной из-за использования в подземном и кучном выщелачивании очень больших количеств воды. Тем более, что отвалы окислительных и сульфидных руд часто находятся рядом, как например, на Конратском руднике.

Для наиболее глубокого понимания процессов происходящих при выщелачивании и для разработки технологии переработки вновь открытых месторождений методами геотехнологии необходимыми изучение кинетики растворения основных металлосодержащих минералов.

При подземном и кучном выщелачивании руд, процесс растворения минералов происходит в условиях, близких к естественной конвекции. Поэтому, наиболее подходят методы изучения кинетики растворения минералов в условиях естественной конвекции при непрерывном выщелачивании [25].

В условиях подземного и кучного выщелачивания медь из раствора выделяют цементацией или экстракцией органическими растворителями [26, 27]. Изучению процесса цементации посвящено много работ, в которых, например в труде [28], считается, что на процесс цементации большое влияние оказывает потенциал возникающей между металлом-цементатором и цементируемым металлом. На процесс в значительной оказывает влияние содержания примесей, состав и свойства растворов, а также ряд физико-химических и технологических факторов.

Наряду с цементационными способами извлечения меди из растворов в последние годы ведутся усиленные поиски новых методов, из которых наиболее перспективным является экстракционный. Наиболее удачным экстрагентом для извлечения меди являются производные оксибензофенокислоты [29], обладающей высокой селективностью по отношению к меди, низкой растворимостью в водной фазе.

### **1.3 Применение кучного выщелачивания в Республике Казахстан**

В Казахстане кучное выщелачивание применяют во многих компаниях. В частности, компания «Сары Казна». С 2007 года ТОО «Сары Казна» проводит

операции по недропользованию на техногенных минеральных образованиях (ТМО) Коунрадского рудника в соответствии с Контрактом № 2447 от 20.08.2007 года. Срок действия контракта до 2034 года. На проекте трудится 330 человек. Решение по развитию проекта по отработке техногенных минеральных образований Коунрадского рудника в Карагандинской области было принято в 2007 году с началом заключения ТОО «Сары Казна» с Компетентным органом Контракта «на разведку и добычу меди из техногенных минеральных образований (отвалов) Коунрадского рудника» [30].

Основной целью проекта ставилось эффективное извлечение меди из отвалов и переработка полученного сырья с целью получения готовой продукции (катодной меди). Для достижения поставленных задач было решено применение впервые в Казахстане отвального выщелачивания и новой технологии извлечения меди методом селективной экстракции и электролиза (технология SX-EW).

В 2008 году из Канады был доставлен экспериментальный мини-завод, который был установлен на восточную группу отвалов Коунрадского рудника для проведения эксперимента, целью которого стояло определения рентабельности внедрения технологии SX-EW при производстве меди.

В результате проведенных успешных испытаний в 2010 году, компанией было принято решение строительства нового современного завода производительностью - 10 000 тонн в год, использующего технологию SX-EW, по производству катодной меди марки M00K с содержанием меди - 99,99 %. Завод по производству меди методом жидкостной (селективной) экстракции и электролиза из ТМО Коунрадского рудника (далее Завод) был спроектирован с учетом международного опыта [30].

Завод был запущен в декабре 2011 г. и вступил в стадию пуско-наладки. Первая готовая продукция была выпущена в апреле 2012 г. Несмотря на сложную экономическую ситуацию на мировом рынке и нестабильные цены на медную продукцию, руководителями проекта было принято решение в конце 2013 года увеличить производственную мощность завода до 15 000 тонн в год. В июне 2015 года в рамках программы расширения завода были введены в эксплуатацию новые участки производства (дополнительная стадия экстракции и дополнительный цех электролиза).

За период с 2012 по 2020 годы предприятиями добыто и произведено свыше 100 000 тонн высококачественной катодной меди - марки M00к. Утвержденные запасы меди обеспечивают бесперебойную работу проекта до 2034 года. Данный проект нацелен на переработку вскрышных и забалансовых пород, первоначально добытых из Коунрадского рудника (рудник Коньрат) .

Сущность технологии. Отвалы орошаются раствором для выщелачивания (рафинат), который при прохождении через полость отвала выщелачивает медь, содержащуюся в руде (рисунок 2). Растворы стекают в основание отвала в сборные траншеи, на герметичную ПЭНД пленку, откуда затем откачиваются в прудки-отстойники для отстаивания. Медьсодержащий продуктивный раствор перекачивается в SX для очистки от примесей посредством селективной

экстракции из водного раствора органическим экстрагентом LIX, с образованием органических комплексов, и с последующей реэкстракцией в раствор электролита [30].

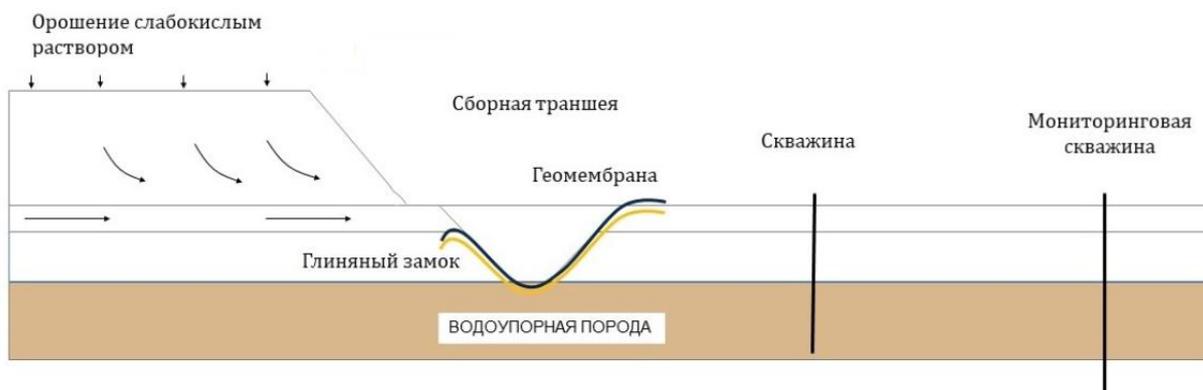


Рисунок 2 – Концептуальная модель сбора продуктивного раствора

Концентрированный раствор электролита далее подаётся в EW2, а затем в EW1, где под действием электрического тока медь осаждается на стальных нержавеющих катодных матрицах, формируя квадратные листы приблизительно 1 x 1,1 м в ширину x длину и толщиной 5 мм. Съем меди проходит в плановом порядке, далее медь формируется в пачки, а затем в партии и отправляется на реализацию местным и зарубежным покупателям. В зимний период растворы подогреваются при помощи теплообменников, горячей водой, циркулирующей из котельной [30].

Всего за период с апреля 2012 года произведено свыше 100 тыс. тонн меди качеством 99,99 % (LME Grade A, M00K) (рисунок 3).

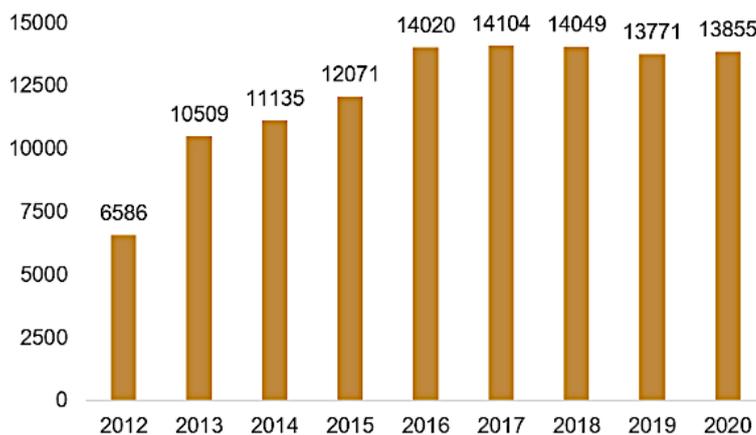


Рисунок 3 – Статистика производства меди (в тоннах) на месторождении Коньрат в компании «Сары Казна»

Основной объем – более 90 % меди – реализован зарубежным покупателям. Основными потребителями являются заводы по производству медной продукции, а также медных сплавов и изделий из них [30].

## 1.4 Характеристика месторождения Конырат

Исходя из генетических и структурно-морфологических (штокверк) особенностей, Коныратское месторождение относится к меднопорфировому промышленному типу [31].

По сложности инженерно-геологических условий согласно «Инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке» (ВСЕГИНГЕО, 1975 г.), месторождение Коунрад относится к типу 3а - с простыми инженерно-геологическими условиями (массивные малодислоцированные и мало выветренные скальные породы). Инженерно-геологические условия к настоящему времени изучены полностью.

Медно-молибденовое оруднение образует на Коунрадском месторождении единое рудное тело штокверкового типа. Начиная с отметки 470 м штокверк приобретает кольцеобразную форму в плане. Ниже отметки 185 м штокверк распадается на отдельные рудные «пятна» в плане с содержанием меди 0,20 – 0,40 %, рудное тело постепенно выклинивается.

В настоящее время зоны выщелачивания, окисленных и смешанных руд почти полностью отработаны. Небольшие участки окисленных руд будут встречаться на верхних горизонтах при дальнейшей разноске контуров карьера, но запасы их составляют всего 0,2 - 0,3 % от общих оставшихся. Зона халькозиновых руд в основном (на 70- 80 %) также отработана. Перспективная добыча будет складываться в основном из первичных сульфидных руд с небольшой примесью халькозиновых [31].

Карьер Конырат имеет форму эллипса со следующими размерами по поверхности: длина – 1800 м, ширина – 1700 м, глубина 423 м (рисунок 4). Высота уступов 15 м, при погашении они сдваиваются до высоты 30 м.

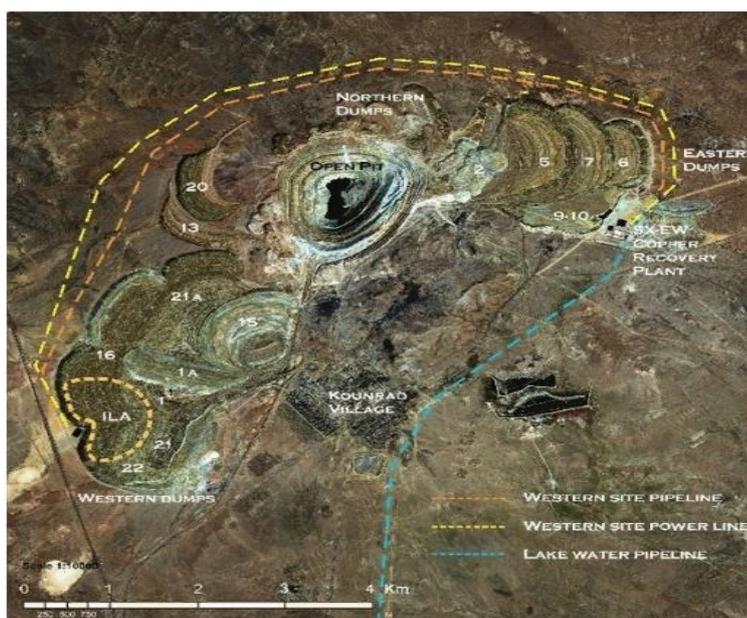


Рисунок 3 – Вид на карьер Конырат со спутника

Углы откосов уступов – 50 на верхних и 60-65 на нижних горизонтах, углы бортов карьера изменяются от 31 до 39. В период 2003-2005 гг. углубка карьера не производилась. Отбойка руды и породы осуществлялась буровзрывными работами с отгрузкой взорванной горной массы железнодорожным транспортом.

Руды и вмещающие породы, в основном, плотные с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова 8-12. Производительность рудника по горной массе в 2003 году составила 3,1 млн. м<sup>3</sup>, в 2004 году – 1,4 млн. м<sup>3</sup>, в 2005 году – 1,4 млн.м<sup>3</sup>.

Борта карьера устойчивы, случаев нарушения бортов карьера не было. По данным наблюдений отмечены лишь небольшие обрушения берм и уступов, что связано с развитием микротрещин. Локальные деформации наиболее развиты в западном борту карьера. Коэффициенты крепости пород и их распространенность приведена по данным «Гипроцветмет» (таблица 1).

Таблица 1 – Крепость пород Коныратского месторождения и их распространенность в пределах карьера

Название пород	Коэффициент крепости по Протодяконову	Распространенность, %
Вторичные кварциты по кислым эффузивам	12-14	30
Вторичные кварциты по гранодиорит-порфирам	10-12	60
Выветрелые диоритовые и диабазовые порфириты	6-8	5
Каолинизированные гранодиорит-порфиры	10-12	3
Монокварциты по эффузивам и гранодиорит-порфирам	14-16	2
Среднее	11,4	

По взрываемости породы и руды относятся к II-VI категориям, по буримости – к X-XII категориям. Руды и вмещающие породы в основном плотные и крепкие с коэффициентом крепости 10-12 [30, 31].

Плотность руды в массиве колеблется от 2,4 до 2,7 т/м<sup>3</sup>, составляя в среднем 2,6 т/м<sup>3</sup>; пород - 2,4 т/м<sup>3</sup>. Влажность руды колеблется в пределах 2-3 %. Коэффициент разрыхления составляет 1,4-1,6. Породы интенсивно трещиноваты. Породы и руды месторождения несиликозоопасны [31].

#### **Выводы по разделу 1**

Анализ литературных данных позволяет сделать следующие выводы о развитии исследовательских работ в области кучного выщелачивания из медных руд Казахстана:

– кучное выщелачивание является эффективным процессом переработки забалансовых руд;

– целесообразность применения и основные показатели кучного выщелачивания руд во многом определяются в зависимости от химического и фазового состава руды;

– несмотря на кажущуюся простоту кучное выщелачивание очень сложный процесс, который можно регулировать ограниченным, числом факторов и изменением состава орошающего раствора, плотностью и паузой в орошении руды;

– наиболее распространенным растворителем в кучном выщелачивании для окисленных руд являются растворы серной кислоты. При применении же их для сульфидных руд используются различные окислители, среди которых могут представлять интерес растворы солей трехвалентного железа;

– следует учитывать процесс самоизмельчения кусков руды в процессе так называемого “диффузионного” выщелачивания из руд, в которых минералы находятся в основном в мелких порах и трещинах за счет применения таких декрепотирующих руды агентов, как хлористый натрий.

Таким образом, проведенный краткий анализ литературных данных позволяет следующим образом определить задачу настоящего исследования: на основании изучения поведения отдельных сульфидных минералов при выщелачивании растворами различных реагентов дать рекомендации для выбора реагента и рассмотреть процесс выщелачивания руды месторождения Конырат.

## 2 Экспериментальная часть

### 2.1 Методика проведения экспериментов и исследований

Исследование скорости растворения мономинералов меди проводилось методом непрерывного определения в условиях свободной конвекции. Опыты проводились с мономинералом халькозина, цилиндрической формы в термостатированном стакане при температуре 25 °С и одном угле наклона растворяющейся поверхности. Температура поддерживалась с помощью термостата U-10.

Поверхность кристалла за исключением нижней грани покрывалась тонким слоем водонепроницаемого вещества (клей БФ-2, лак). Свободная рабочая грань перед каждым опытом шлифовалась, промывалась водой. Подготовленный таким образом кристалл подвешивался на капроновой нити к плечу аналитических весов и по потере в весе рассчитывалась скорости растворения согласно формулы:

$$\vartheta = \frac{\rho_{\text{МВ}} (m_1 - m_2)}{(\rho_{\text{ТВ}} - \rho_{\text{Ж}}) \cdot S \cdot (\tau_2 - \tau_1)}, \quad (1)$$

где  $\rho_{\text{ТВ}}$  и  $\rho_{\text{Ж}}$  – плотности соли и растворитель, г/см<sup>3</sup>;

$m_1$  и  $m_2$  – вес кристалла (г) в жидкости в момент времени  $\tau_1$  и  $\tau_2$  (с);

$S$  – поверхность грани, см<sup>2</sup>.

При каждом определении скорости строились графики зависимости изменения массы кристалла от времени растворения. Для расчетов брались значения, которые отвечали точкам, лежащим на прямой.

Определение плотности мономинералов проводилось с использованием принципа гидростатического взвешивания, согласно которому, плотность твердого тела ( $\rho_{\text{ТВ}}$ ) вычисляется по формуле [32]:

$$\rho = \rho \cdot S_2 (P - P_0)^{-1}, \quad (2)$$

где  $P$  и  $P_0$  – вес тела на воздухе и при погружении в жидкость с плотностью  $\rho_2$ .

Вес тела в жидкости до начала растворения ( $P_0$ ) можно определить кинетическим методом по уравнению:

$$P = P_0 - a\tau, \quad (3)$$

где  $a = g\vartheta s$ .

Согласно приведенному уравнению на графике линейной зависимости веса тела  $P$  от времени растворения  $\tau$  можно найти  $P_0$  при  $\tau = 0$  (точки пересечения кинетической прямой с осью ординат).

Плотность мономинералов халькозина, рассчитанная по вышеописанной формуле и методике представлена в таблице 2.

Таблица 2 – К расчету плотности образцов мономинералов халькозина

Образец	P, г	P <sub>0</sub> , г	$\rho_{ТВ}$ , г/см <sup>3</sup>
1	0,1580	0,1247	5,16
2	0,1689	0,1313	5,09
Среднее			5,12

Для определения растворимости был выбран изотермический метод [32] Определенное количество (5 г) халькозина измельченного до крупности 150 мм, заливалось 100 мл растворителя и перемешивалось при заданной температуре ( $t = 25$  °С). Опыты проводились в термостатированных колбах, снабженных масляным затвором.

Через определенные промежутки времени жидкая фаза определялась на фильтре Шотта с термостатированной рубашкой и анализировалась на содержание в ней меди. Концентрация меди в растворе определялась атомно-адсорбционным методом [33].

Равновесие считалось достигнутым при контактировании фаз до постоянного содержания меди в растворе. После достижения равновесия определялась плотность раствора пикнометрическим методом.

Термодинамический анализ возможных реакций выщелачивания меди из руды месторождения Конырат кислотными реагентами без окислителя и в его присутствии проводили с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 5.11 компании Outokumpu Technology Engineering Research Stainless Steel Copper Zinc Metals.

Элементный анализ руды производился на растровом электронном микроскопе JED-2300.

Для качественной оценки исходных проб рудного материала использовали спектральный метод анализа (ВИМС 246-С). Фотографическую регистрацию спектра проводили на спектрографе ДФС-13.

В качестве источника света использовали дугу постоянного тока при силе тока 10 А. Спектрограммы рассматривали на спектропроекторе ПС-18. Чувствительность регистрации спектров – 15 единиц. Точность метода 8-10 %.

Содержание макроколичеств меди в руде определяли объемным и фотоколориметрическими методами.

Техника ИКС-измерений руды Коунрадского месторождения: спектры были получены на ИК-Фурье спектрометре «Avatar 370» в спектральном диапазоне 4000-250 см<sup>-1</sup> от препарата в виде суспензии на вазелиновом масле в окнах KRS-5, в качестве спектра сравнения снят спектр вазелинового масла. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P. Расшифровка спектров выполнялась с использованием базы данных прибора и литературных источников по ИК-спектроскопии.

## 2.2 Физико-химический анализ руды Коунрадского месторождения

В руде Коунрадского месторождения медь на 60 % представлена окисленными минералами: малахит, тенорит, куприт, азурит; около 40 % сульфидные: халькозин, халькопирит, борнит и ковелин. Сопутствующие рудные минералы: галенит и сфалерит. Нерудные минералы: кварц, известняк, полевые шпаты, в том числе олигоклаз и плагиоклаз, что подтверждено данными рентгенофазового анализа (рисунок 4).

Элементный анализ, выполненный на растровом электронном микроскопе JED-2300, показал наличие в руде кремнезема – до 75 %, глинозема – 20 %, оксида железа – 5-10 % и меди – около 1 %.

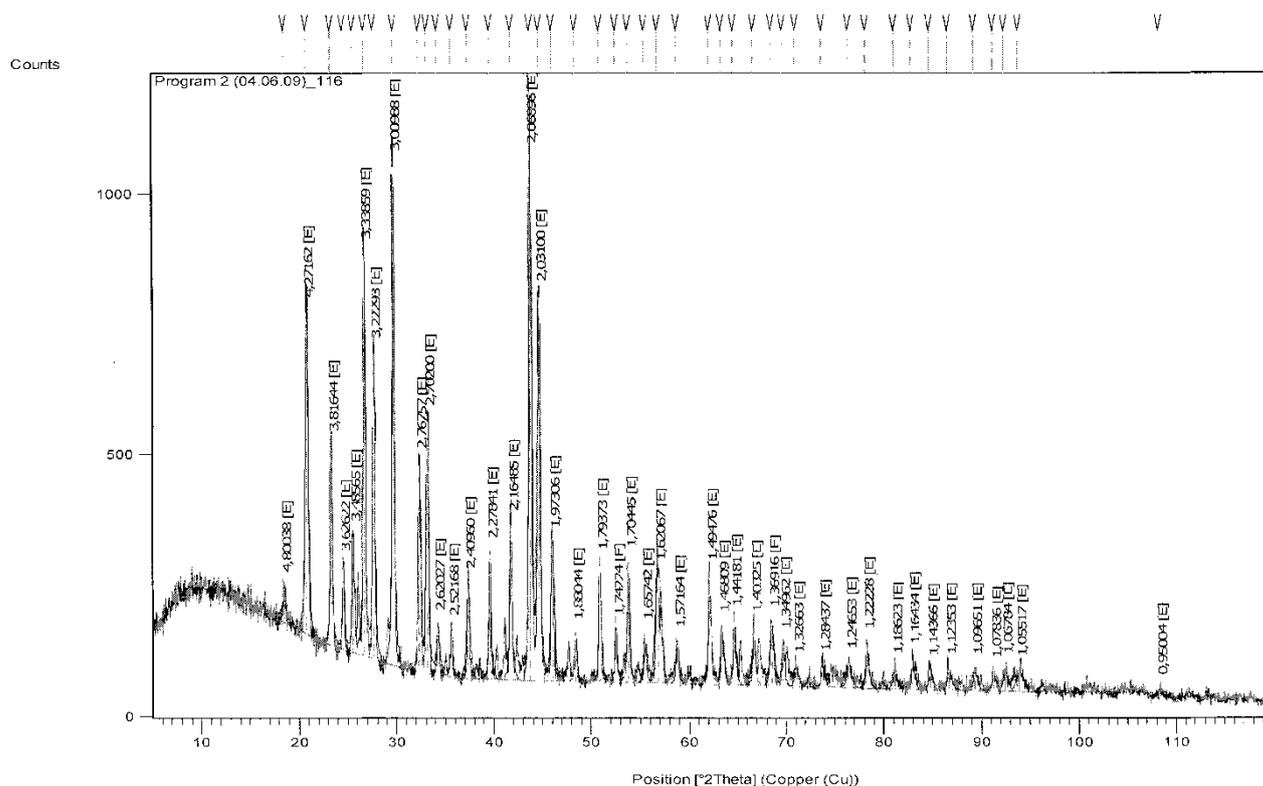


Рисунок 4 – Рентгенограмма образца руды Коунрадского месторождения

ИК-спектроскопическим методом исследования, проведенном в Институте металлургии и обогащения, выполнен анализ нескольких параллельных проб руды Коунрадского месторождения. Результаты анализа наиболее представительной пробы этой руды приведены на рисунке 5.

Полосы поглощения отвечают содержанию в руде следующих минералов: кварц -  $\text{SiO}_2$  – 1087, 796, 777, 696, 512, 463, 392, 378  $\text{cm}^{-1}$ ; плагиоклаз типа альбита  $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$  – 1164, 1041, 990, 764, 647, 607, 590, 530, 472, 463, 428, 400  $\text{cm}^{-1}$ ; плагиоклаз типа олигоклаза - 1164, 1041, 747, 727, 590, 472, 428, 400  $\text{cm}^{-1}$ ; кальцит  $\text{CaCO}_3$  – 1406, 877  $\text{cm}^{-1}$ . В длинноволновой области наблюдается проявление связей  $\text{Me-O}$ ,  $\text{Me-S}$  при волновых числах 367, 345, 360, 336, 329, 313, 292, 280,

272  $\text{см}^{-1}$ . Полоса валентных колебаний связи  $\text{Cu}^+-\text{S}$  в халькозине – 367  $\text{см}^{-1}$ ; халькопирит –  $\text{CuFeS}_2$  – 360  $\text{см}^{-1}$ . Полосы валентных колебаний  $\text{Cu}^{2+}-\text{O}$  в сульфатах – 345, 336  $\text{см}^{-1}$ ; сфалерит  $\text{ZnS}$  соответствует полосе – 292  $\text{см}^{-1}$ . Полоса валентных колебаний связей в борните катион –  $\text{S}$  – 329  $\text{см}^{-1}$ .

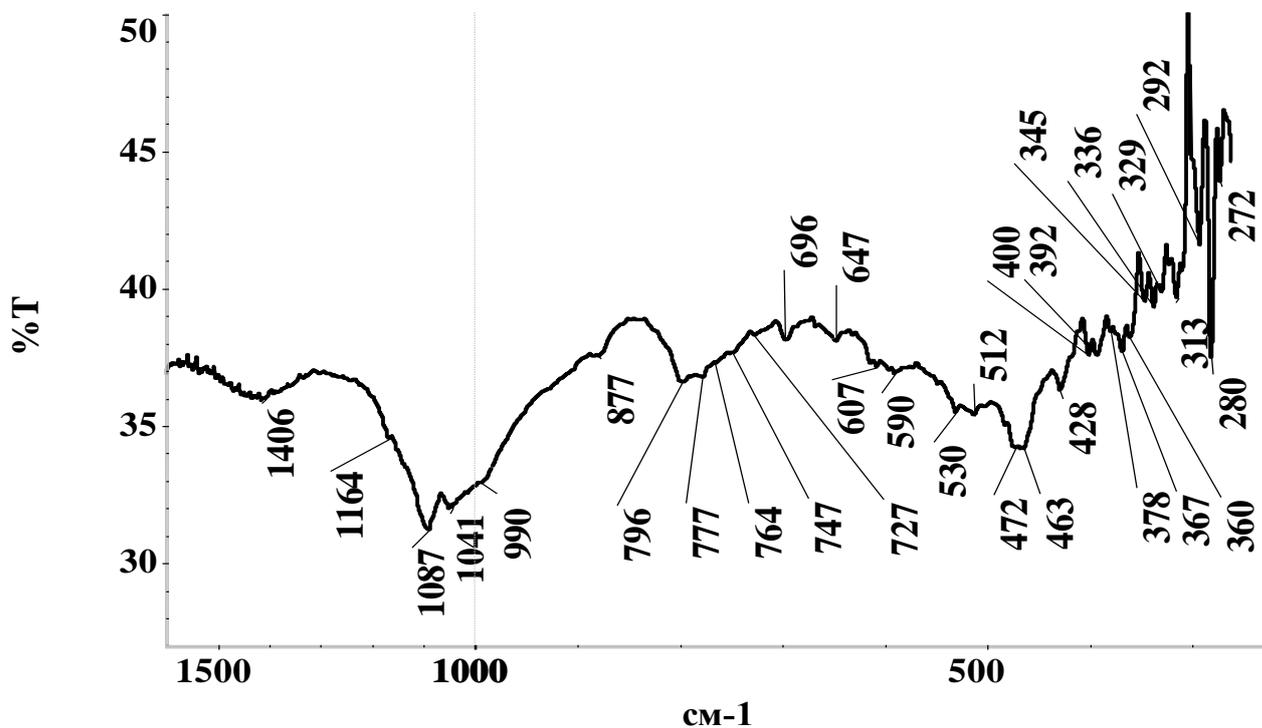


Рисунок 5 – Инфракрасный спектр руды Коунрадского месторождения

Ввиду сложного вещественного состава при снятии ИК-спектров имеет место аддитивное наложение поглощения фаз, экранирование и сдвиг некоторых полос присутствующих минералов.

Химическим, рентгенофазовым, ИК-спектроскопическим методами анализа установлено присутствие следующих минералов: каолинит -  $\text{Al}_4[(\text{OH})_8|\text{Si}_4\text{O}_{10}]$ , кварц –  $\alpha$  модификации, мусковит -  $\text{KAl}_2[(\text{OH},\text{F})_2|\text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$ , ортоклаз -  $\text{K}[(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_8]$ . Медь в руде представлена сульфидными – халькопирит ( $\text{CuFeS}_2$ ), халькозин ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) и окисленными минералами – малахит ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ), азурит ( $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ), куприт ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ).

Таким образом, наряду с минералами меди, содержание которой в рудах невысокое, присутствуют минералы железа, алюминия и в небольшом количестве свинца и цинка на фоне большого количества кремнезема. Поэтому представляло интерес провести термодинамический анализ возможных реакций выщелачивания меди из отобранных для исследования руд кислотными реагентами без окислителя и в его присутствии, причем упор был сделан на растворение сульфидных минералов меди, которые, как известно, растворяются с большим трудом.

## 2.3 Термодинамический анализ растворения сульфидных минералов меди

Так как в составе руды Коунрадского месторождения преобладают сульфидные соединения меди, то расчеты по реакциям выщелачивания медьсодержащих соединений растворами минеральных кислот производили для сульфидных минералов меди (таблица 3).

Из данных таблицы 3 можно сделать вывод, что при выщелачивании сульфидов меди может происходить образование сероводорода (таблица 3, реакции 1, 2, 5-8) и элементарной серы (таблица 3, реакции 3, 10, 11), которые осложняют процесс выщелачивания. В частности, при образовании элементарной серы возможно экранирование поверхности минералов и переход режима выщелачивания из кинетического в режим внутренней диффузии. Образование сероводорода может вызывать вспенивание пульпы и ухудшение доступа к минералу растворителя ввиду адсорбции газообразных молекул сероводорода на поверхности минеральных частиц. Кроме того, при его накоплении возможно протекание обратных реакций с образованием вторичных сульфидов меди, что может так же неблагоприятно сказываться на процессе выщелачивания меди. В результате таких неблагоприятных факторов может происходить значительное снижение скорости выщелачивания.

Таблица 3 – Термодинамические функции реакций выщелачивания сульфидных минералов меди растворами кислот в зависимости от температуры

T, °C	$\Delta H$ , кДж	$\Delta S$ , Дж/К	$\Delta G$ , кДж	Log(K)
1. $\text{CuS} + 2\text{HNO}_3 = \text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + \text{H}_2\text{S}\uparrow$				
0	87,611	40,640	76,511	-14,632
20	82,940	24,136	75,865	-13,519
40	78,284	8,769	75,538	-12,601
60	73,642	-5,599	75,507	-11,840
80	69,017	-19,082	75,756	-11,206
100	64,409	-31,773	76,265	-10,677
2. $\text{CuS} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{H}_2\text{S}\uparrow$				
0	91,123	131,758	55,133	-10,544
20	79,770	91,728	52,880	-9,423
40	78,705,	88,214	51,081	-8,521
60	77,626	84,876	49,350	-7,738
80	76,543	81,717	47,685	-7,054
100	75,461	78,736	46,080	-6,451
3. $\text{CuS} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{S}\downarrow + \text{H}_2\uparrow$				
0	49,208	-58,235	65,115	-12,453
20	28,182	-132,541	67,037	-11,946
40	20,321	-158,506	69,957	-11,670

Продолжение таблицы 3

T, °C	ΔH, кДж	ΔS, Дж/К	ΔG, кДж	Log(K)
60	13,150	-180,709	73,353	-11,502
80	6,037	-201,440	77,176	-11,416
100	-1,058	-220,993	81,405	-11,396
4. $\text{CuS} + \text{H}_2\text{SO}_4 + 1,5\text{O}_2 = \text{CuSO}_4 + \text{SO}_2\uparrow + \text{H}_2\text{O}$				
0	-539,932	-234,245	-475,948	91,023
20	-554,559	-285,175	-470,960	83,924
40	-562,027	-309,844	-464,999	77,570
60	-568,799	-330,811	-458,589	71,908
80	-575,504	-350,353	-451,777	66,828
100	-582,586	-369,854	-444,575	62,238
5. $\text{CuS} + 2\text{HCl} = \text{CuCl}_2 + \text{H}_2\text{S}\uparrow$				
0	174,783	238,306	109,690	-20,978
20	170,439	22,931	105,087	-18,726
40	166,861	211,116	100,750	-16,807
60	163,473	200,627	96,634	-15,153
80	160,103	190,805	92,720	-13,715
100	156,627	181,232	89,000	-12,460
6. $\text{Cu}_2\text{S} + 4\text{HNO}_3 + 0,5\text{O}_2 = 2\text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + \text{H}_2\text{S}\uparrow + \text{H}_2\text{O}$				
0	-129,734	-169,381	-83,468	15,963
20	-132,175	-177,239	-80,218	14,295
40	-140,598	-205,032	-76,392	12,744
60	-148,997	-231,033	-72,028	11,294
80	-157,373	-255,451	-67,161	9,935
100	-165,725	-278,453	-61,820	8,654
7. $\text{CuFeS}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{FeSO}_4 + 2\text{H}_2\text{S}\uparrow$				
0	101,776	284,872	23,963	-4,583
20	79,048	204,733	19,031	-3,391
40	76,912	197,684	15,007	-2,503
60	74,751	190,995	11,121	-1,744
80	72,574	184,648	7,365	-1,089
100	70,388	178,627	3,733	-0,523
8. $\text{CuFeS}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}_2 = 2\text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 4\text{H}_2\text{S}\uparrow + \text{H}_2\text{O}$				
0	11,081	461,448	-114,963	21,986
20	-38,967	285,792	-127,747	21,873
40	-43,541	270,702	-128,311	21,405
60	-48,180	256,342	-133,580	20,946
80	-52,870	242,670	-138,569	20,498
100	-57,593	229,663	-143,292	20,060
9. $2\text{CuFeS}_2 + 5\text{H}_2\text{SO}_4 + 4\text{MnO}_2 + 6,5\text{O}_2 = 2\text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 5\text{H}_2\text{O} + 4\text{MnSO}_4$				
0	-3259,273	-1178,878	-2937,263	308,000

Продолжение таблицы 3

T, °C	ΔH, кДж	ΔS, Дж/К	ΔG, кДж	Log(K)
0	-3282,019	-1255,003	-2914,115	308,000
40	-3283,118	-1258,629	-2888,978	308,000
60	-3284,121	-1261,737	-2863,773	308,000
80	-3285,041	-1264,420	-2838,511	308,000
100	-3285,875	-1266,717	-2813,199	308,000
10. $2\text{Cu}_5\text{FeS}_4 + 13\text{H}_2\text{SO}_4 + 7\text{MnO}_2 + 3\text{O}_2 = 10\text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O} + 8\text{S}\downarrow + 7\text{MnO}\downarrow$				
0	-1655,785	-578,178	-1497,856	286,460
20	-1712,241	-766,602	-1495,021	265,073
40	-1713,182	-769,700	-1479,839	245,581
60	-1714,469	-773,679	-1464,444	228,418
80	-1716,000	-778,139	-1441,200	213,187
100	-1714,428	-773,936	-1425,634	199,581
11. $2\text{Cu}_5\text{FeS}_4 + 13\text{H}_2\text{SO}_4 + 6,5\text{O}_2 = 10\text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 13\text{H}_2\text{O} + 8\text{S}\downarrow$				
0	-2598,414	-1339,204	-2232,611	308,000
20	-2655,733	-1530,683	-2207,013	308,000
40	-2657,247	-1535,677	-2176,350	308,000
60	-2658,873	-1540,709	-2145,586	308,000
80	-2660,554	-1545,608	-2114,722	308,000
100	-2658,977	-1541,391	-2083,807	291,722
12. $2\text{Cu}_5\text{FeS}_4 + 13\text{H}_2\text{SO}_4 + 8\text{MnO}_2 + 14,5\text{O}_2 = 10\text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 13\text{H}_2\text{O} + 8\text{MnSO}_4$				
0	-6958,694	-2759,333	-6204,982	308,000
20	-7017,248	-2955,185	-6150,936	308,000
40	-7019,667	-2963,170	-6091,751	308,000
60	-7021,916	-2970,135	-6032,416	308,000
80	-7023,975	-2976,140	-5972,952	308,000
100	-7025,806	-2981,185	-5913,377	308,000

Процесс выщелачивания сульфидных соединений становится более вероятным при росте температуры и при использовании окислителей (таблица 3, реакции 4, 6, 8-12). Наряду с сероводородом при участии в реакции с кислорода воздуха возможно образование сернистого газа, который, частично растворяясь в водном растворе, может способствовать растворению соединений меди, однако его выделение на поверхности твердой фазы может тормозить процесс выщелачивания (таблица 10, реакция 4).

С помощью той же программы термодинамических расчетов были построены диаграммы Пурбэ с участием серы и кремния, так как наряду с сульфидными минералами меди в системах выщелачивания довольно часто

присутствуют силикатные минералы и кварц. Были построены следующие диаграммы Пурбэ систем: Cu-S-H<sub>2</sub>O, Cu-N-S-H<sub>2</sub>O, Cu-C-S-Si-H<sub>2</sub>O (рисунки 4-6).

В системе Cu-S-H<sub>2</sub>O (рисунок 6) перевод меди в водный раствор возможен только в кислой области рН в форме двухвалентного катиона Cu<sup>+2</sup>. Пределы области устойчивого существования данного катиона находятся в прямой зависимости от содержания меди и серы в системе - с их ростом область существования Cu<sup>+2</sup> значительно сокращается в сторону более кислых значений рН водной фазы. Так при содержании меди и серы в системе 0,001 моль/1000 г растворителя ион Cu<sup>+2</sup> устойчив вплоть до рН = 4,8, тогда как при содержании меди и серы в системе 1 моль/1000 г растворителя ион Cu<sup>+2</sup> устойчив только до рН = 3,2.

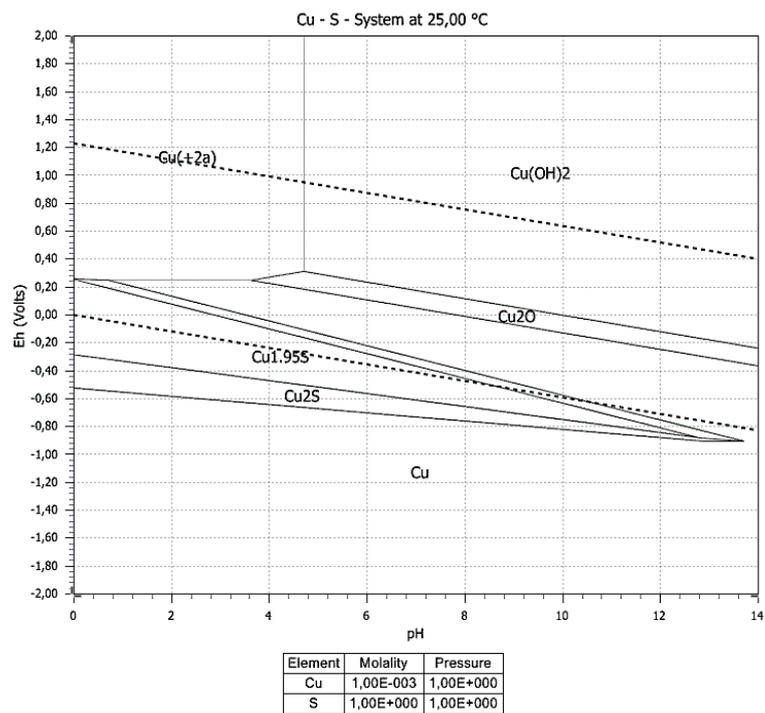
Следует заметить, что перевод сульфидных минералов меди в форму катиона Cu<sup>+2</sup>, исходя из данных диаграммы Пурбе, возможен только в присутствии окислителя (Eh > 0,24 В).

Исходя из рисунка 7 (система Cu-N-S-H<sub>2</sub>O) можно сделать вывод, что при содержаниях серы и азота в системе до 10<sup>-3</sup> моль/л имеется широкая область существования катиона меди Cu<sup>+2</sup> в кислой области рН (до рН около 5,2). С ростом содержания всех элементов эта область становится значительно уже (до рН около 3,8), кроме того, в кислой области рН в системе появляются нитрид и оксид меди. Присутствие окислителя в системе также как и в первом случае является необходимым (Eh > 0,24 В).

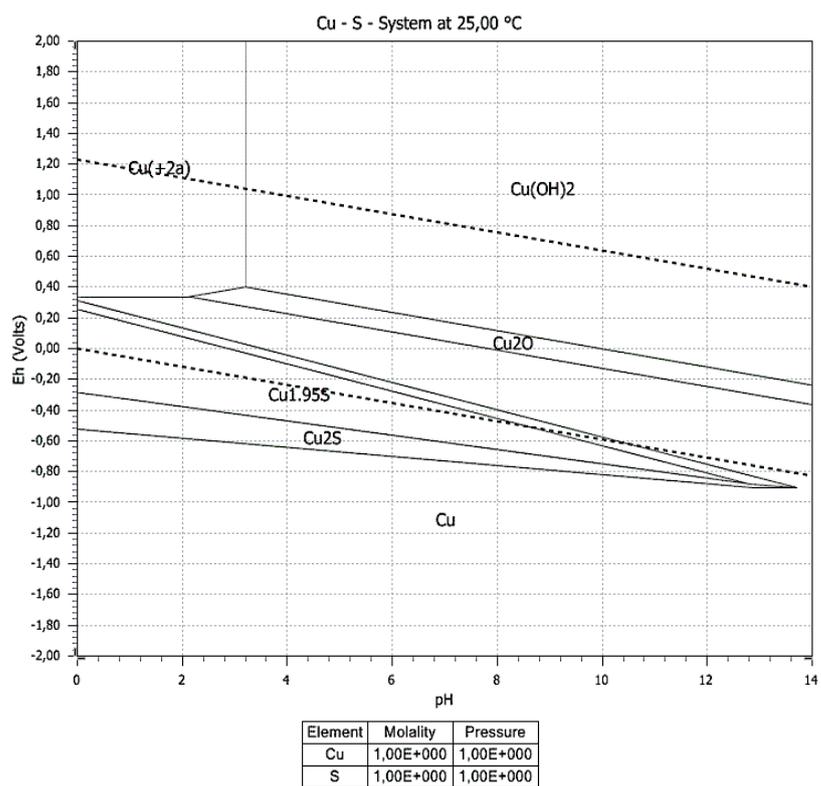
В щелочной области рН имеются предпосылки для образования аммиачных комплексов меди, что говорит о возможности применения для выщелачивания растворов гидроксида аммония.

Представляло интерес рассмотрение влияния температуры на состояние соединений меди в водном растворе. Влияние данного параметра анализировали при сопоставлении системы, наиболее приближенной к реальным условиям выщелачивания, т.е. при участии в процессе выщелачивания карбонатных, силикатных и сульфидных соединений меди, которые могут иметь в наличии в руде. Система Cu-C-S-Si-H<sub>2</sub>O представлена на рисунке 8. Анализ проводили путем сопоставления диаграмм Пурбе для этой системы при двух температурах - 25 и 80 °С.

Как видно из рисунка 8, наличие в системе карбонатов и силикатов существенно уменьшает область существования катиона меди Cu<sup>+2</sup>, особенно при наличии окислителя, т.е. при Eh > 0 В. В этой области потенциалов существует малорастворимый гидратированный силикат меди Cu<sub>6</sub>Si<sub>6</sub>O<sub>18</sub>\*6H<sub>2</sub>O. Рост температуры также способствует сокращению области существования катиона меди Cu<sup>+2</sup>, причем как относительно значений потенциалов, так и относительно значений рН водной фазы. Поэтому в присутствии карбонатов и силикатов процесс выщелачивания наиболее вероятно следует проводить в интервале значений окислительного потенциала Eh от 0,25 до 0,75 В и значений рН от 0 до 4,2. За пределами этой области при температурах выше 25 °С будет происходить образование нерастворимых соединений меди.



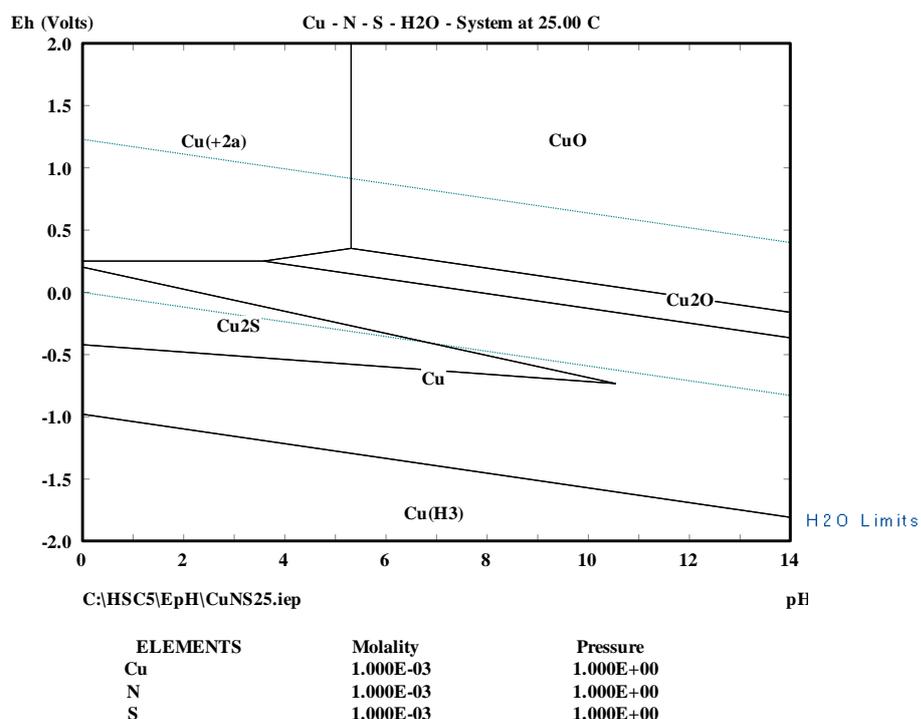
*a*



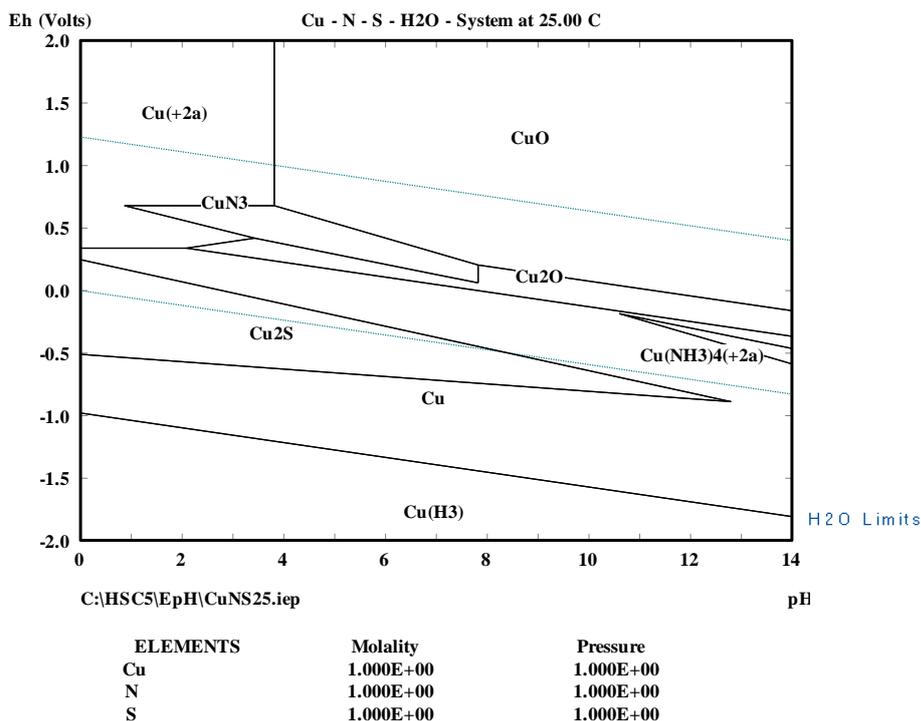
*б*

*a* – содержание меди и серы в системе 0,001 моль/1000 г растворителя;  
*б* – содержание меди и серы в системе 1,0 моль/1000 г растворителя.

Рисунок 6 – Диаграммы состояния меди в растворе в системе Cu-S-H<sub>2</sub>O



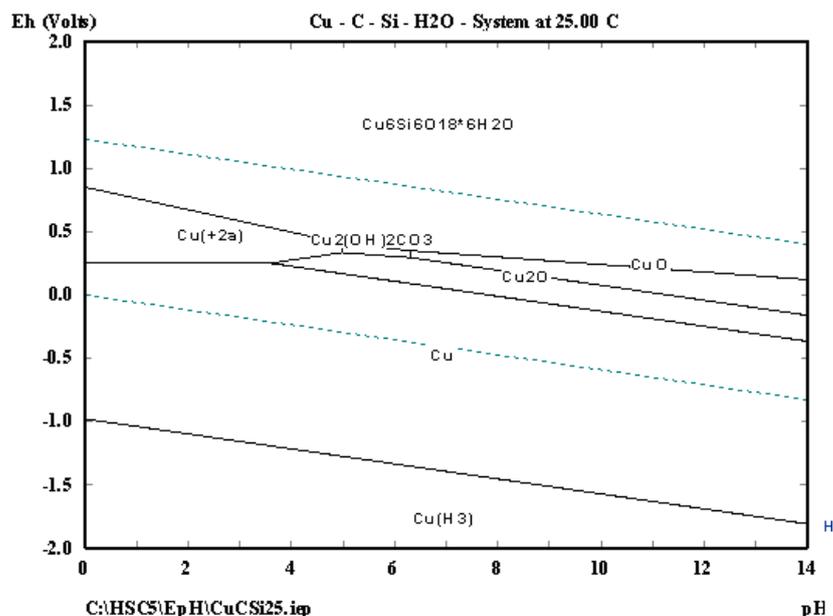
*a*



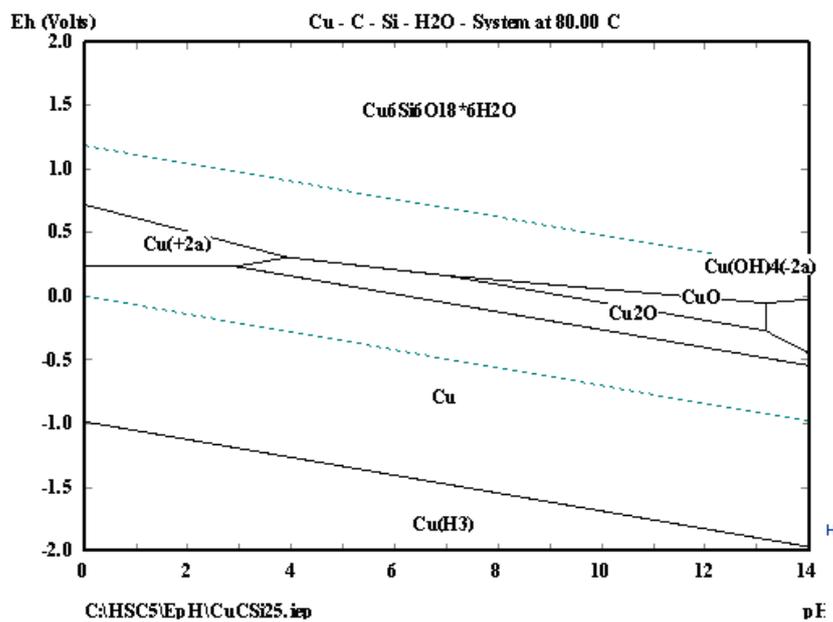
*б*

*a* – содержание меди, серы и азота в системе 0,001 моль/1000 г растворителя;  
*б* – содержание меди, серы и азота в системе 1,0 моль/1000 г растворителя.

Рисунок 7 – Диаграммы состояния меди в растворе в системе Cu-N-S-H<sub>2</sub>O



а



б

а – температура выщелачивания – 25 °C;  
 б – температура выщелачивания – 80 °C.

Рисунок 8 – Диаграммы состояния меди в растворе в системе Cu-C-S-Si-H<sub>2</sub>O

Таким образом, для выщелачивания меди из сульфидных руд, содержащих карбонатные и силикатные минералы, можно рекомендовать следующее:

- проводить предварительное обогащение руды с целью удаления карбонатных и силикатных минералов;

- в качестве выщелачивающих агентов можно использовать растворы минеральных и органических кислот и гидроксида аммония;

- для окисления сульфидов меди рудный материал необходимо подвергать предварительному окислительному или сульфатизирующему обжигу, в противном случае для успешного растворения сульфидов требуется введение в систему окислителей;

- необходимость наличия окислителей подтверждают термодинамические расчеты свободной энергии Гиббса, значение которой уменьшается. Чаще всего в приведенных расчетах  $\Delta G < 0$  кДж именно в присутствии окислителей;

- при выщелачивании рудных материалов процесс следует проводить при высоком соотношении твердой и жидкой фаз, чтобы концентрация меди в получаемом водном растворе не могла повлечь за собой образование нерастворимых соединений меди;

- повышение температуры процесса выщелачивания согласно термодинамическим расчетам повышает вероятность растворения медных минералов, в то же время создает более жесткие условия выщелачивания по значениям окислительного потенциала и pH водной фазы.

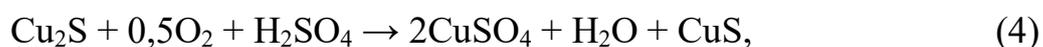
#### **2.4 Изучение отдельных кинетических характеристик процесса растворения халькозина**

При изучении скорости растворения халькозина был учтен один из основных параметров – величина реагирующей поверхности. В качестве растворителей были взяты  $H_2O$ ,  $HCl$ ,  $H_2SO_4$ ,  $FeCl_3$ ,  $Fe(SO_4)_3$  и подкисленные растворы указанных солей железа.

Данные по кинетике растворения халькозина в растворах соляной ( $HCl$ ) и серной ( $H_2SO_4$ ) кислот представлены в таблице 4 и на рисунке 9. Концентрацию кислот варьировали в пределах от 0,05 до 4 г-ион/л.

Как видно из данных на рисунке 9, сначала рост концентрации кислот в системе ведет к резкому повышению скорости растворения халькозина. Затем по достижении концентрации  $HCl$  1,0 г-ион/л и  $H_2SO_4$  2,0 г-ион/л, наблюдается снижение скорости взаимодействия  $Cu_2S$ , причем скорость растворения халькозина в соляной кислоте несколько выше, чем в серной.

Согласно литературным данным, приведенных в работах [5, 7, 12, 16], процесс растворения  $Cu_2S$  в кислотах идет через стадию образования ковеллина с образованием элементарной серы:



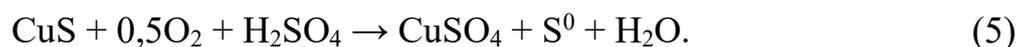


Таблица 4 – Зависимость скорости растворения халькозина от концентрации HCl и H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (t = 25 °C)

S, см <sup>2</sup>	Конц-я к-т, г-ион/л	S, г/см <sup>3</sup>	m <sub>1</sub> , г	m <sub>2</sub> , г	τ <sub>1</sub> , с	τ <sub>2</sub> , с	V*10 <sup>7</sup> г/(см <sup>2</sup> *с)	
HCl								
0,809	0,05	0,997	0,8968	0,8962	2340	8520	1,5	
0,809	0,5	1,026	0,8893	0,8883	910	5105	3,7	
0,809	1,0	1,029	1,3303	1,3260	300	4940	14,3	
0,809	1,5	1,028	0,8804	0,8597	232	1602	7,9	
0,809	2,0	1,024	0,7596	0,7591	6600	8640	3,8	
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>								
0,809	0,1	1,024	Потери в весе не наблюдалось					
0,809	1,0	1,033	1,0166	1,0162	2160	3990	3,4	
0,809	2,0	1,064	1,0872	1,0861	630	1950	13,0	
0,809	3,0	1,102	0,7376	0,7357	3600	15000	2,9	
0,809	4,0	1,116	0,8300	0,8294	755	4560	2,5	

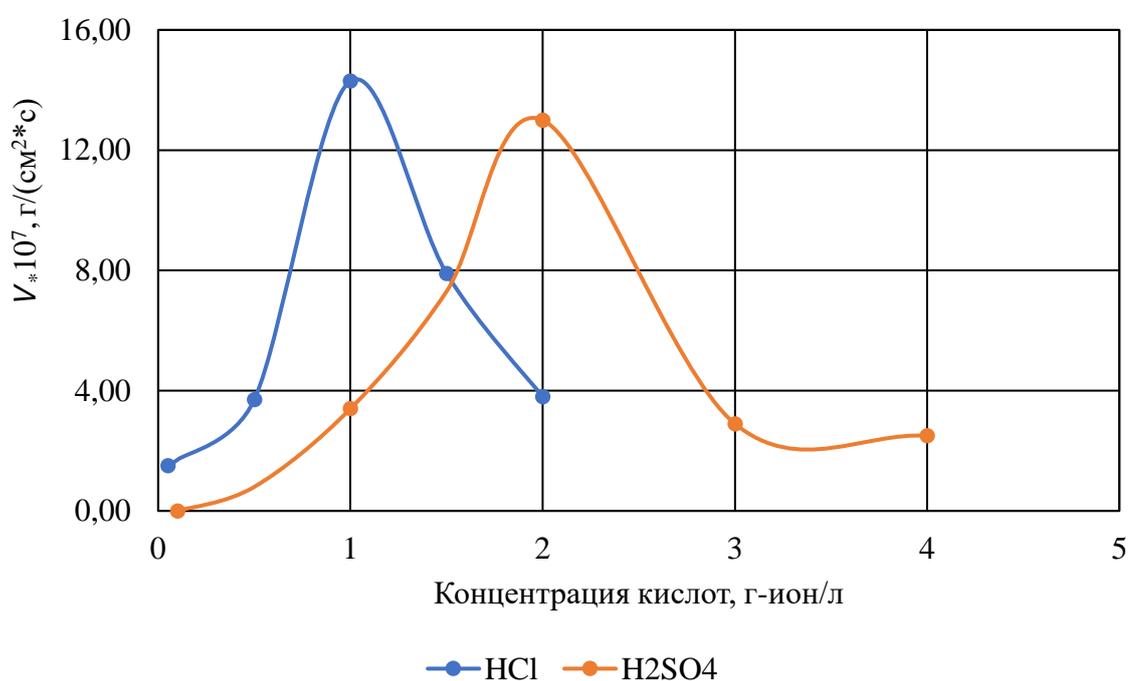


Рисунок 9 – Зависимость скорости растворения халькозина от концентрации соляной и серной кислот

По всей вероятности, сера, выделяющаяся в результате реакции, экранирует поверхность прессованной пластинки халькозина, оказывая

подавляющее влияние но кинетические показатели растворения мономинерала. Из приведенных уравнений также следует, что процесс растворения возможен только в присутствии окислителя – кислорода. В связи с этим интересным представляется участие в реакции окисления ионов с переменной валентностью и сильных окислителей.

Нами была исследована скорость растворения халькозина в растворах солей трехвалентного железа  $\text{FeCl}_3$ ,  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  в зависимости от концентрации последних без кислоты и в присутствии различных количеств серной и соляной кислот. Применение и поведение при выщелачивании указанных реагентов было исследовано рядом авторов [14-17]. Так в работах А.А. Цецфа изложены физико-химические основы выщелачивания медных руд растворами  $\text{FeCl}_3$  и  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ .

При изучении кинетика растворения халькозина в хлорном железе при концентрации растворителя 150 г/л был сделан вывод, о том что растворение  $\text{Cu}_2\text{S}$  осуществляется по диффузионному типу.

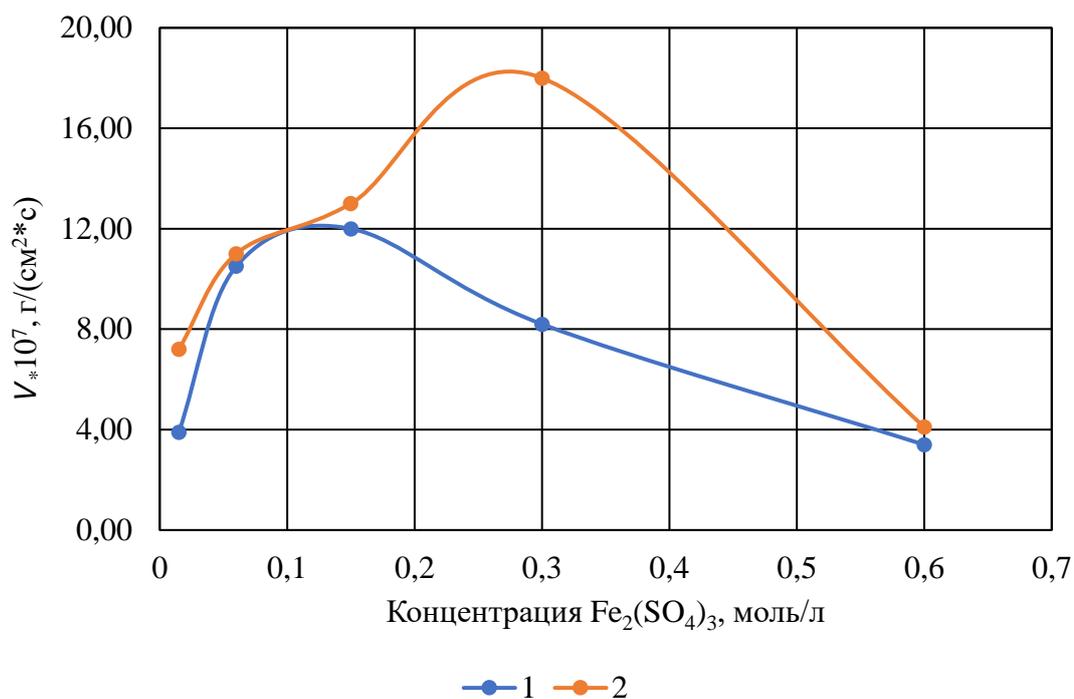
Элементарная сера, выделяющаяся в результате реакции препятствует проникновению растворителя к поверхности минерала. Процесс растворения идет, как и в случае кислотного разложения, в две стадии через стадию образования ковеллина:



Нами изучалась скорость растворения халькозина в растворах соли сульфата железа (III) в широких пределах концентраций от 0,015 моль/л до 0,6 моль/л (таблица 5 и рисунок 10, кривая 2). Данные по кинетике взаимодействия  $\text{Cu}_2\text{S}$  с подкисленным серной кислотой раствором указанной соли представлены в таблице 5 и на рисунке 8, кривая 1.

Таблица 5 – Данные по скорости растворения халькозина в растворах  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$

Конц-я $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , моль/л	$S$ , см <sup>2</sup>	$\rho$ , г/см <sup>3</sup>	$m_1$ , г	$m_2$ , г	$\tau_1$ , с	$\tau_2$ , с	$V \cdot 10^7$ г/см <sup>2</sup> * с
0,015	0,809	1,066	0,7657	0,7643	1680	4680	7,2
0,06	0,809	1,055	0,7586	0,7579	2580	9600	11,0
0,15	0,809	1,065	0,7581	0,7573	4980	6570	13,0
0,3	0,809	1,129	0,7444	0,7421	1560	3300	18,0
0,6	0,809	1,120	0,7275	0,7270	2580	4500	4,1



1 – растворы  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 1$  моль/л  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ; 2 – растворы  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$

Рисунок 10 – Скорость растворения халькозина в растворах  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$

В случае использования  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  подкисленного раствором 1,0 моль/л  $\text{H}_2\text{SO}_4$  максимум приходится на концентрацию соли железа 0,15 моль/л, в то время как при использовании раствора соли железа без подкисления максимум приходится на концентрацию соли железа 0,3 моль/л. Дальнейшее повышение концентрации соли приводит к резкому падению скорости растворения халькозина. Для сравнения были проведены опыты с водой. Потери в весе мономинерале в указанных опытах не наблюдалось, поэтому по используемой нами методике определить скорость растворения халькозина в воде не представляется возможным.

## 2.5 Изучение выщелачивания меди из халькозина растворами соляной и серной кислот и растворами сульфата железа (III)

Изучение растворения халькозина в растворах соляной и серной кислот и растворах сульфата железа (III) позволяет судить о полноте извлечения меди данным растворителем и времени установления равновесия в изучаемых системах. Выщелачивание проводили изотермическим методом при перемешивании на магнитной мешалке при температуре 25 °С, скорости перемешивания около 100 об./мин и соотношении фаз Ж:Т = 5:1. О времени установления равновесия судили по изменению концентрации меди в водной фазе, которую фиксировали в массовых процентах.

Данные по растворению халькозина раствором соляной кислоты представлены в таблице 6 и на рисунке 11. Концентрацию соляной кислоты варьировали от 0,05 до 8 г-экв./л.

Таблица 6 – Изменение концентрации меди в растворе (масс. %) при выщелачивании халькозина растворами соляной кислоты во времени

Продолжительность, сутки	Концентрация HCl, г-экв/л					
	0,05	0,5	2	4	6	8
1	0,33	0,65	-	-	-	-
2	-	-	1,00	0,82	0,80	1,38
3	-	-	1,16	1,55	1,44	-
4	0,31	1,06	-	-	-	-
5	0,24	1,23	-	-	2,12	-
6	0,20	1,36	-	2,40	-	2,28
7	0,19	0,88	-	-	-	-
8	0,19	1,24	2,60	2,82	-	2,30
11	0,19	0,69	-	2,90	2,60	-
12	0,19	1,64	-	-	-	-
13	0,20	1,48	2,58	2,94	2,62	2,28
15	0,19	1,96	2,73	2,86	2,62	2,28
17	-	-	2,73	2,86	-	2,52
20	0,20	2,24	2,75	-	2,62	2,50
23	0,19	1,50	2,80	-	-	2,50
24	-	-	2,70	-	2,60	2,46

Как следует из представленных данных, между временем установления равновесия и концентрацией растворителя нет чёткой зависимости. Так для 0,05, 0,5 и 8 г-экв./л раствора HCl равновесие устанавливается через 6 суток, для 2 г-экв./л - через 15 суток, 4 и 6 г-экв./л – через 11 суток.

Аналогичная картина наблюдается и при растворении халькозина растворами серной кислоты (таблица 7 и рисунок 12). Концентрацию серной кислоты варьировали от 1,0 до 8,0 г-экв./л.

Интересно отметить тот факт, что равновесие в сернокислотных растворах устанавливается значительно быстрее, чем в солянокислых, но полнота извлечения меди из халькозина растворами соляной кислоты в 2-3 раза выше, чем при использовании серной кислоты.

Кроме того, при анализе результатов можно сделать вывод, что максимальное извлечение меди в водную фазу приходится на концентрации кислот 3-4 г-экв./л (таблица 8).

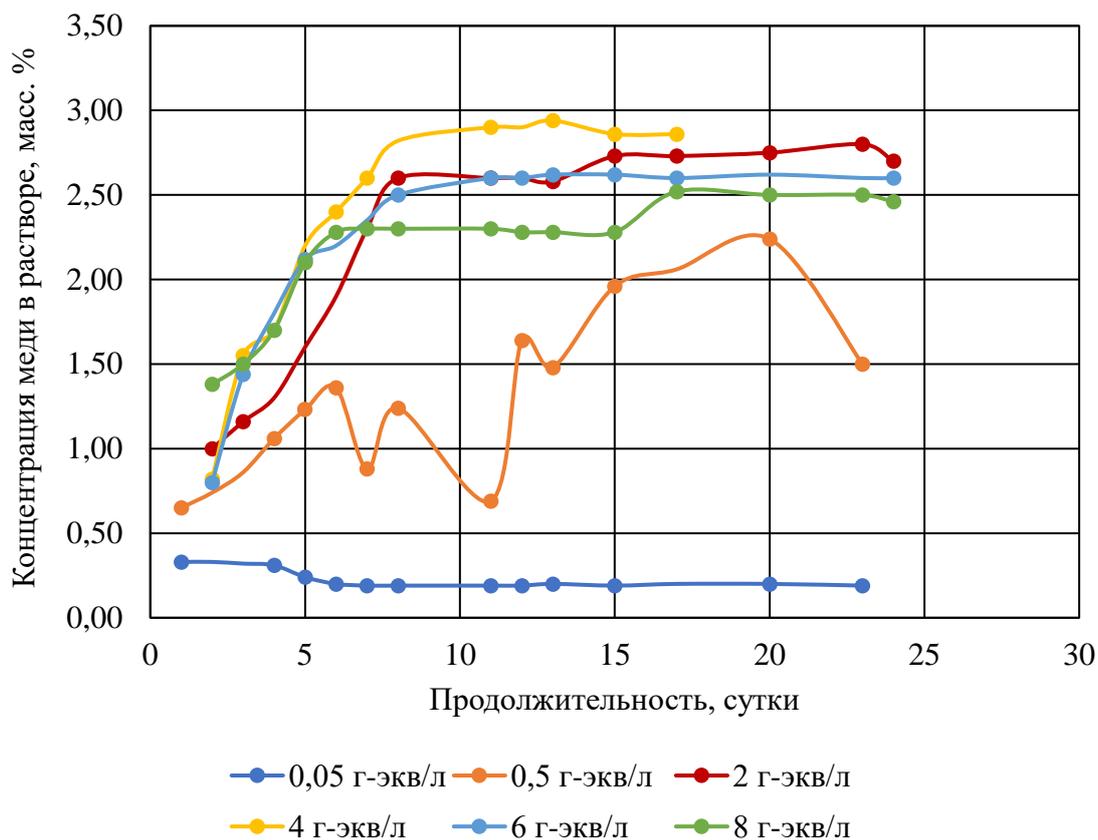


Рисунок 11 – Результаты растворения халькозина растворами соляной кислоты различной концентрации

Таблица 7 – Изменение концентрации меди в растворе (масс. %) при выщелачивании халькозина растворами серной кислоты во времени

Продолжительность, сутки	Концентрация H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , г-экв./л				
	1,0	2,0	3,0	4,0	8,0
1	0,09	0,22	0,22	0,27	0,24
2	0,21	0,28	0,35	0,59	0,30
3	0,24	0,33	0,90	0,68	-
5	0,24	0,35	-	0,70	0,60
6	0,29	0,38	0,92	0,72	0,63
7	0,29	0,38	1,00	0,74	-
8	-	-	0,96	-	0,70
9	-	-	0,94	-	0,70
10	-	-	1,00	0,70	-
12	-	-	-	-	0,68
14	-	-	-	0,72	0,70
15	-	-	-	-	0,70

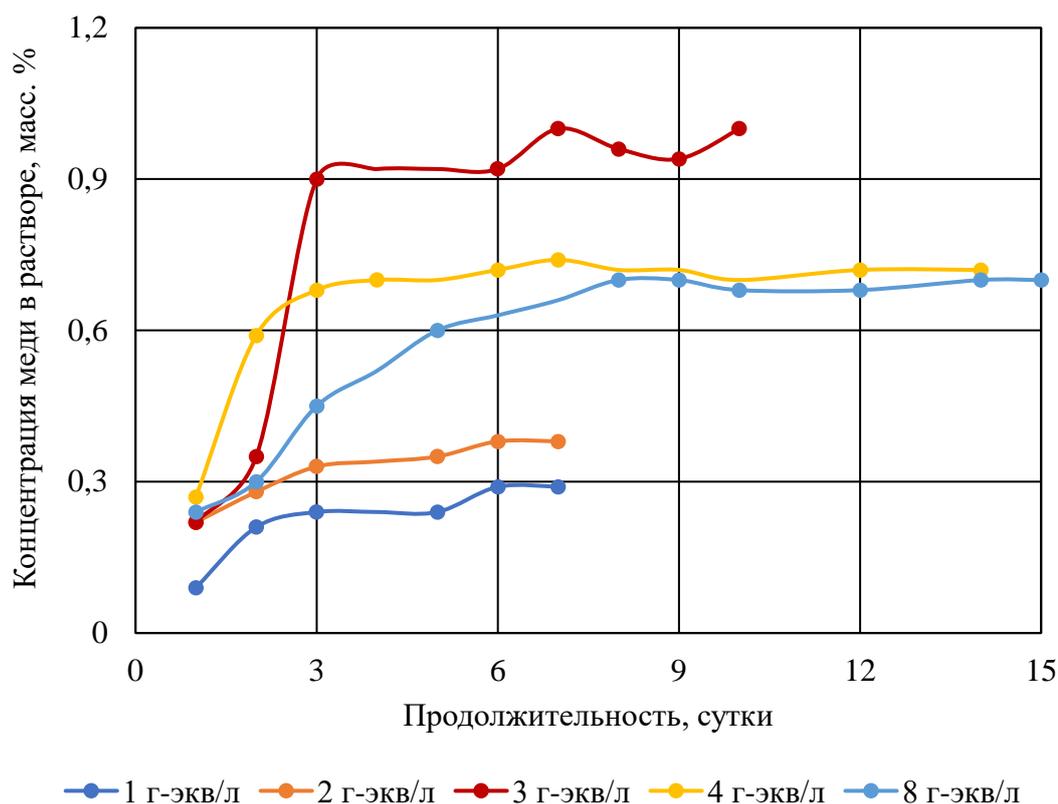


Рисунок 12 – Результаты растворения халькозина растворами серной кислоты различной концентрации

Таблица 8 – Влияние концентрации кислот на концентрацию меди в растворе (масс. %), получаемом при растворении халькозина

Растворитель	Концентрация растворителя, г-экв./л							
	0,05	0,5	1	2	3	4	6	8
HCl	0,2	1,6	-	2,75	-	2,86	2,62	2,50
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	-	-	0,3	0,38	1,10	1,15	1,12	1,1

Для установления влияния концентрации сульфата железа (III) во времени были выполнены эксперименты по выщелачиванию меди из халькозина растворами, содержащими 0,15 моль/л Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub> + 1 моль/л H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> и 0,5 моль/л Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub> + 1 моль/л H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (таблица 9 и рисунок 13).

Сопоставление приведенных на рисунке кривых свидетельствует о том, что время установления равновесия для этих систем примерно одинаково (5-7 суток), а степень извлечения меди при выщелачивании из халькозина раствором, содержащим 0,5 моль/л Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub> + 1 моль/л H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> почти в 2 раза выше.

Таблица 9 – Изменение концентрации меди в растворе (масс. %) при растворении халькозина растворами, содержащими  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$

Растворитель	Продолжительность, сутки					
	7	9	12	13	15	17
0,15 моль/л $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ + 1 моль/л $\text{H}_2\text{SO}_4$	1,3	1,35	1,40	1,42	1,34	1,40
0,5 М $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ + 1 М $\text{H}_2\text{SO}_4$	-	2,25	2,49	2,50	2,50	-

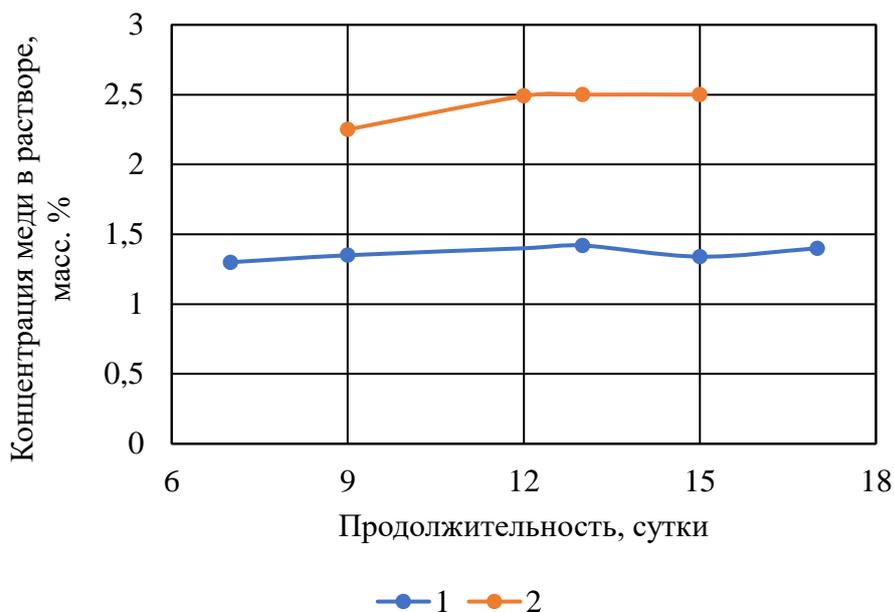


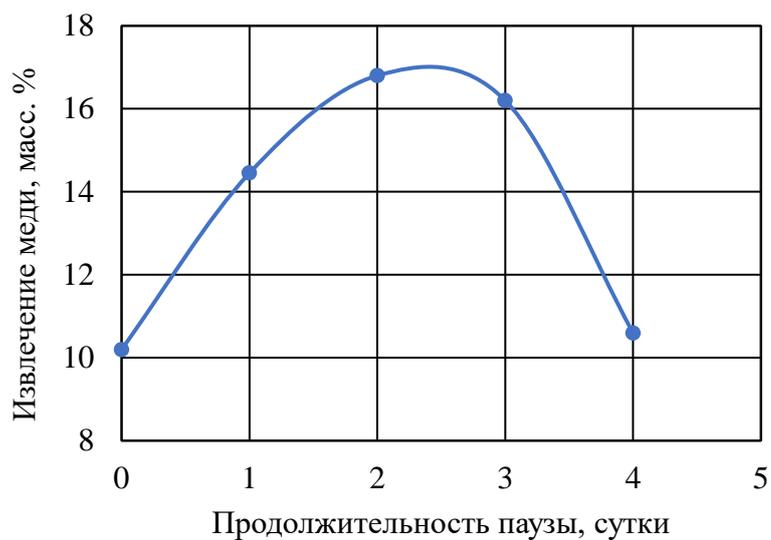
Рисунок 13 – Результаты растворения халькозина растворами, содержащими сульфат железа (III)

## 2.6 Выщелачивание сульфидной руды месторождения Коньрат методом перколяционного выщелачивания

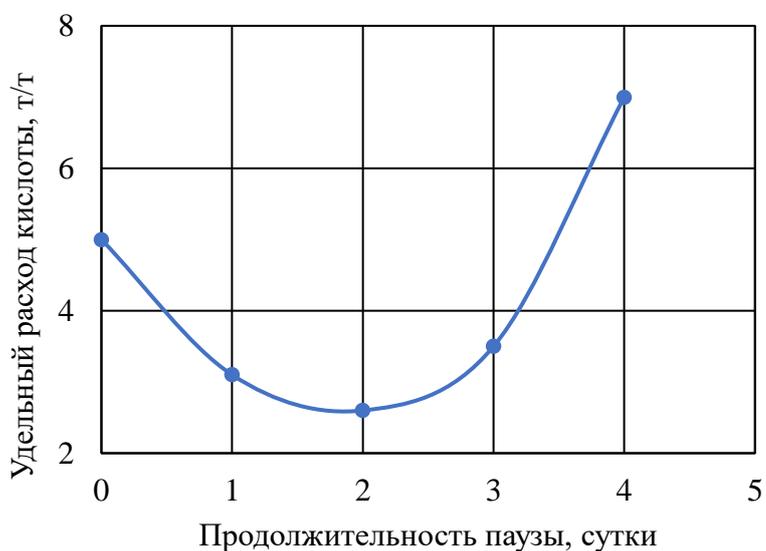
### 2.6.1 Влияние пауз при орошении и продолжительности выщелачивания на извлечение меди в продуктивный раствор

В качестве растворителя для сульфидных медных руд использовались промышленные оборотные растворы содержащие, г/л: 0,4 - 0,8 Cu; 0,05  $\text{Fe}^{3+}$ ; 0,03 - 0,1  $\text{Al}^{3+}$ ; 3,2 – 3,6  $\text{H}_2\text{SO}_4$ . При изучении влияния продолжительности пауз на выщелачивание сульфидной руды, плотность орошения поддерживалась постоянной - 50 л/т.

На рисунке 14 видно, что за 40 орошений при увеличении паузы от 0 до 2 суток показатели процесса заметно улучшаются, но при дальнейшем увеличении её продолжительности до 4 суток падает извлечение меди и растёт расход кислоты.



*а*



*б*

Рисунок 14 – Извлечение меди (а) и удельный расход серной кислоты (б) в зависимости от длительности паузы между орошениями

Из рисунка 15, где показано извлечение меди в зависимости от продолжительности выщелачивания при различных паузах в орошении видно, что извлечение меди заметно растет с увеличением продолжительности выщелачивания, а зависит от продолжительности пауз зависимость обратная – извлечение меди падает при росте паузы более 2 суток.

Для условно нулевой паузы это происходит после 300 суток орошения, а при двухсуточной паузе после 900 суток. Вышесказанное свидетельствует, что для ускорения процесса выщелачивания сульфидной руды и более полного извлечения меди необходимо создавать условия для окисления сульфидных минералов их вскрытие и образование промежуточных технологические параметры.

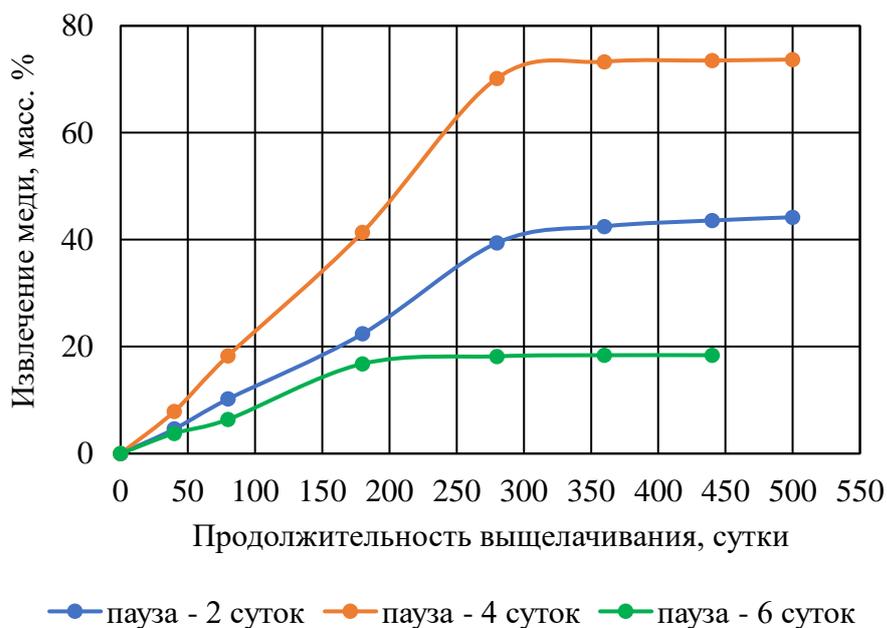


Рисунок 15 – Извлечение меди в зависимости от продолжительности выщелачивания при разной длительности паузы между орошениями

Исходя из полученных результатов за оптимальную продолжительность паузы следует принять паузу в 2-4 суток. При этом достигается довольно высокое извлечение меди при незначительном расходе кислоты. Следует добавить, что влияние паузы на показатели выщелачивания тесно связано с условиями проведения процесса, объемом перерабатываемой руды, климатом, растворителем и т.д. Поэтому необходимо уточнение влияния паузы в конкретных условиях.

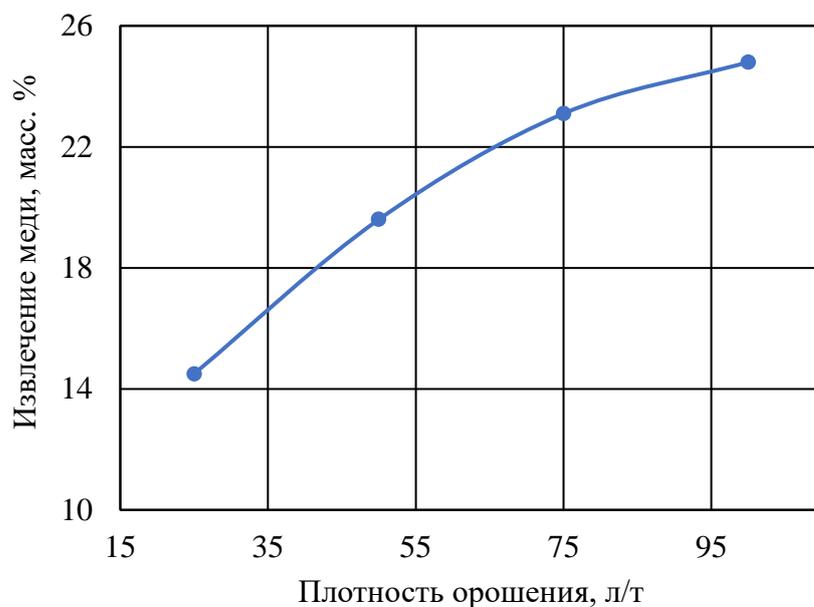
### 2.6.2 Влияние плотности орошения на извлечение меди

При изучении влияния плотности орошения на процесс выщелачивания сульфидных руд использовалось три перколятора загруженных сульфидной рудой по 6 кг каждый, выщелачивание в которых велось при 25, 50, 100 л/т руды. Пауза в орошении для всех перколяторов составляла 2 суток, концентрация серной кислоты – 5,0 г/л.

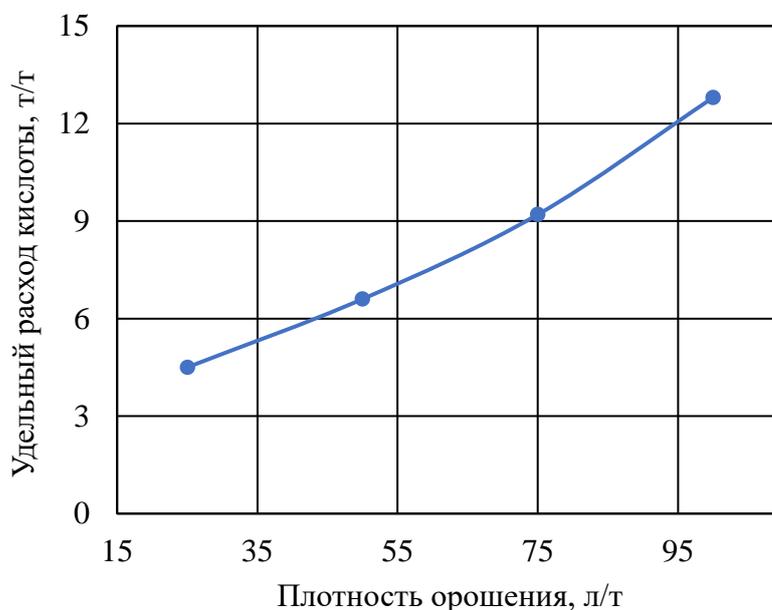
Результаты этой серии исследований приведены на рисунке 16. Анализ полученных результатов показывает, что с ростом плотности орошения увеличиваются не только валовой выход меди и её извлечение, но одновременно повышается расход серной кислоты.

Так, например, при плотности орошения 25 л/т извлечение меди в раствор составило за 100 орошении 14,7 % при удельном расходе 5,6 т/т меди.

С повышением плотности орошения до 100 л/т извлечение меди увеличивается до 24,61 %, при этом удельный расход кислоты повысился до 12,4 т/т меди.



*a*



*б*

Рисунок 16 – Зависимость извлечения меди (а) и удельного расхода кислоты (б) от плотности орошения

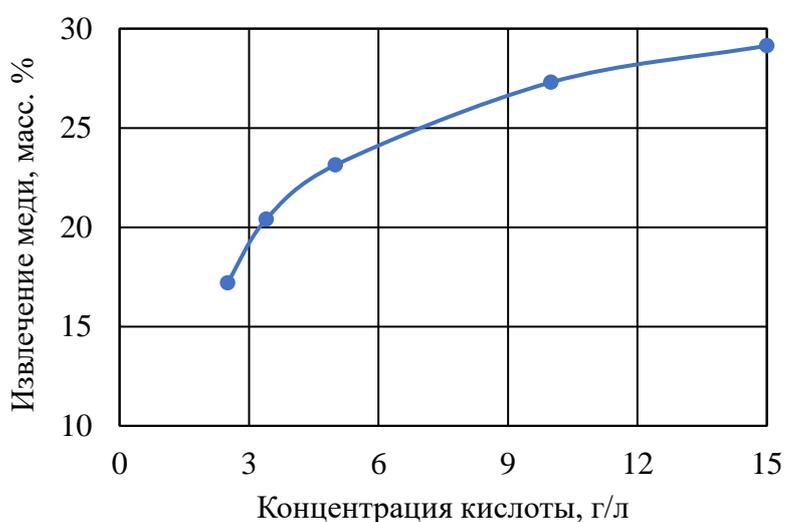
Следует отметить, что средняя концентрация меди в растворах после выщелачивания уменьшается с ростом плотности орошения с 0,8 г/л при 25 л/т до 0,45 г/л при 100 л/т. Низкая концентрация меди в продуктивном растворе не позволяет использовать большие объемы орошающих растворов. Оптимальную плотность орошения необходимо поддерживать в пределах 25-50 л/т, чтобы иметь в растворах после выщелачивания достаточную концентрацию меди, низкий расход кислоты и удовлетворительное извлечение.

### 2.6.3 Влияние концентрации серной кислоты на извлечение меди

Для изучения зависимости степени извлечения меди и расхода кислоты от концентрации серной кислоты в орошающем растворе, сульфидную руду загрузили в четыре перколятора по 6 кг каждый.

Концентрация кислоты составила 3,5 г/л. Плотность орошения для всех перколяторов составляла 50 л/т, пауза 2 суток, что соответствовало оптимальным данным установленным ранее.

Анализ полученных данных (рисунок 17) показывает, что с увеличением концентрации кислоты в орошающем растворе извлечение в растворе возрастает и при этом, соответственно повышается концентрация меди в растворах после выщелачивания.



*а*



*б*

Рисунок 17 – Зависимости извлечения меди и удельного расхода кислоты от концентрации серной кислоты

Так, например, за 100 орошений при концентрации серной кислоты 3,4 г/л извлечение меди составило 20,41 %, при 5,0 г/л – 23,13 %, при 10,0 г/л - 27,3 % и 29,14 при 15 г/л. Расход кислоты увеличивается с повышением кислотности выщелачивающих растворов с 5 т/т при концентраций серной кислоты 2,5 г/л до 18,3 т/т при концентрации кислоты 15,0 г/л.

Как видно из рисунка 17 при повышении концентрации кислоты расход её растёт значительно быстрее, чем достигаемое при этом увеличение извлечение меди. Кроме того, увеличение кислотности более 3,5 г/л связано с введением дополнительной операцией по подкислению растворов после их прохождения через окисленную часть руды. Поэтому предложено использовать растворы серной кислоты с концентрацией 3,5 г/л.

### ***Выводы по разделу 2***

Анализ экспериментальных данных и термодинамических расчетов показал:

– в руде месторождения Конырат присутствуют как окисленные, так и сульфидные соединения меди, кроме того, в ней присутствуют алюмосиликаты и кремнезем, что необходимо учитывать при разработке технологии ее переработки. Главным сульфидным медным минералом в руде является халькозин;

– на основании термодинамических расчетов и анализа диаграмм Пурбе выщелачивание сульфидных соединений меди следует проводить в кислой области рН и в присутствии окислителя;

– присутствие карбонатов и силикатов в рудном сырье приводит к образованию малорастворимых соединений меди и сокращению области существования катионов меди;

– в щелочной области рН в присутствии аммиака образуются аммиакаты меди, что указывает на возможность выщелачивания медьсодержащих материалов растворами гидроксида аммония;

– при изучении кинетических характеристик растворения халькозина в растворах серной кислоты, установлено, что процесс растворения халькозина протекает в диффузионной области;

– исследовано влияние природы растворителей на скорость растворения халькозина;

– установлено, что применение растворов сульфата железа в качестве окисляющего агента ускоряет процесс растворения халькозина;

– проведены поисковые опыты процесса перколяционного выщелачивания руды месторождения Конырат, при этом установлено, что для повышения извлечения меди и снижения расхода кислоты необходимо поддерживать следующие технологические условия: плотность орошения - 20 - 50 л/т, концентрация серной кислоты - 3,5-5 г/л, пауза между орошениями - от 2 до 4 суток.

### 3 Экономическая часть

В состав экономической части настоящей дипломной работы входит расчет затрат на проведение исследований производится по формуле [34]:

$$Z = Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4 + Z_5, \quad (9)$$

где  $Z$  – затраты на проведение исследований;

$Z_1$  – затраты на основные и вспомогательные материалы;

$Z_2$  – затраты на электроэнергию;

$Z_3$  – затраты на холодную воду;

$Z_4$  - заработная плата;

$Z_5$  - амортизационные отчисления.

Затраты на основные и вспомогательные материалы приведены в таблице 10, в их числе – затраты на химические реагенты, химическую посуду и материалы для исследований.

Таблица 10 – Затраты на основные и вспомогательные материалы

Наименование материалов	Расход материалов	Стоимость единицы, тг.	Общая стоимость, тг.
Мерная колба (1000 мл), шт.	2	800	1600
Коническая колба (100 мл), шт.	10	800	8000
Стакан (400 мл), шт.	3	800	2400
Бутыль (1000 мл), шт.	3	400	1200
Коническая воронка, шт.	3	400	1200
Алундовая ступка с пестиком, шт.	1	6000	6000
Мензурка (500 мл), шт.	1	1500	1500
Мензурка (1000 мл), шт.	1	2200	2200
Пипетка Мора (5 мл), шт.	1	500	500
Пипетка Мора (10 мл), шт.	1	600	600
Серная кислота, л	0,5	1500	750
Соляная кислота, л	0,5	700	350
Сульфат железа (III), кг	2	1300	2600
Буферный раствор 1 (рН = 1,68)	0,5	2300	1150
Буферный раствор 2 (рН = 6,86)	0,5	1700	850
Буферный раствор 3 (рН = 9,18)	0,5	2700	1350
Итого $Z_1$ :			32250

*Расчет затрат на электроэнергию.* В данной работе электричество потребляют механическая мешалка, рН-метр, аналитические весы и

дистиллятор. Работа выполнялась в дневное время, поэтому затрат электроэнергии на освещение не было. Затраты на электроэнергию приведены в таблице 11.

Таблица 11 – Затраты на электроэнергию

Наименование оборудования	Мощность, кВт/ч	Время работы, ч	Количество затраченной электроэнергии, кВт	Тариф на электроэнергию, тг	Затраты на электроэнергию, тг
Механическая мешалка	0,5	20	10	19,17	191,7
pH-метр	0,01	10	0,2		3,8
Дистиллятор	1,0	30	30		575,1
Аналитические весы	0,01	10	0,2		3,8
Итого $Z_2$ :					774,4

*Расход холодной воды.* Расходы воды на мытье химической посуды и приготовление растворов составили 5 м<sup>3</sup>. Тариф на холодную воду и канализацию составляет 161,13 тенге, тогда потребление холодной воды с учетом затрат на канализацию будет составлять:

$$Z_3 = 5 \cdot 161,13 = 805,65 \text{ тг.} \quad (10)$$

*Расчет амортизационных отчислений.* Норму ( $H_a$ ) определяют по сроку службы оборудования согласно формуле [35], [36]:

$$H_a = 100/V, \quad (11)$$

где  $V$  – срок службы оборудования.

Расчет стоимости оборудования и амортизационных отчислений приведен в таблице 12.

Таблица 12 – Амортизационные отчисления на оборудование ( $Z_4$ )

Наименование Оборудования	Срок службы, лет	Количество	Цена, тг.	Годовая стоимость, тг.	$H_a$ , %	Годовая сумма амортизации ( $A$ ), тг.
Магнитная мешалка	10	1	400000	400000	10	40000
pH-метр	10	1	160000	160000	10	16000

Продолжение таблицы 12

Наименование Оборудования	Срок службы, лет	Количество	Цена, тг.	Годовая стоимость, тг.	Н <sub>а</sub> , %	Годовая сумма амортизации (А), тг.
Дистиллятор	10	1	350000	350000	10	35000
Аналитические весы	10	1	500000	500000	10	50000
Перколятор	10	6	50000	300000	10	30000
Итого за год:						171000

Поскольку работа выполнялась в течение 2 месяцев, то за этот период амортизационные отчисления составили:

$$171000:12*2 = 28500 \text{ тенге.} \quad (12)$$

Расчет заработной платы и социальных отчислений произведен для научного руководителя дипломной работы и представлен в таблице 13.

Таблица 13 – Расходы на заработную плату и начисления (З<sub>5</sub>)

Количество работающих	Заработная плата на 1 дипломную работу, тг.	Социальные отчисления (21 %), тг.	Начисления в фонд занятости (2 %), тг.	Всего, тг.
2	3000,0	630,0	60,0	3690,0

Общие затраты на исследования рассчитаны по формуле (9), сведены в таблицу 14 и представлены на рисунке 18.

Таблица 14 – Общие затраты на выполнение дипломной работы

Наименование затрат	Сумма затрат, тг.	Доля затрат, %
Основные и вспомогательные материалы (З <sub>1</sub> )	32250	48,84
Электричество (З <sub>2</sub> )	774,4	1,17
Холодная вода и канализация (З <sub>3</sub> )	805,65	1,22
Амортизационные отчисления за 2 месяца работы (З <sub>4</sub> )	28500,00	43,18
Заработная плата (З <sub>5</sub> )	3690,00	5,59
Итого затрат (З):	66020,05	100



Рисунок 18 – Затраты на выполнение дипломной работы

Как следует из представленных расчетов на выполнение дипломной работы, основную часть затрат составляют расходы на основные и вспомогательные материалы – 32250 тг. (48,84 %) и амортизационные отчисления – 28500 тг. (43,18 %).

*Выводы по разделу 3:*

– основным видом затрат на выполнение дипломной работы являются расходы на основные и вспомогательные материалы – 32250 тг. (48,84 %) и амортизационные отчисления – 28500 тг. (43,18 %);

– затраты на основные и вспомогательные материалы могут быть снижены при аккуратной работе (стеклянная посуда будет использована в последующих исследованиях) и при использовании математического планирования, при котором сократится число опытов и анализов.

## **4 Безопасность и охрана труда**

### **4.1 Организация безопасной работы в лаборатории**

Дипломная работа выполнялась в лаборатории спецкурсов кафедры «Металлургические процессы, теплотехника и технология специальных материалов» Горно-металлургического института имени О.А. Байконурова. (ГМК, ауд. 302). В ходе выполнения исследований были соблюдены требования Трудового Кодекса Республики Казахстан и нормативной базы по технике безопасности и охране труда [37].

Лаборатория, в которой выполнялась работа, отвечала всем требованиям безопасности, в лаборатории имеется приточно-вытяжная вентиляция, освещение днем обеспечивается за счет наличия 4 больших окон, вечером – с помощью люминисцентных ламп, количество которых достаточно, чтобы проводить исследования. Оборудование находится в исправном состоянии и по своему функциональному назначению соответствует теме дипломной работы.

Перед выполнением исследований студенты и сотрудники проходят вводный и текущий инструктажи по технике безопасности. И только затем допускаются работать с электрическим током, химическими реактивами, электронагревательным оборудованием. При выполнении настоящей дипломной работы имеются средства индивидуальной защиты: хлопчатобумажный халат для обеспечения защиты работающего от попадания химических реактивов на одежду и кожу, резиновые перчатки для защиты кожи рук, резиновые груши для отбора проб водных растворов, щипцы для работы с нагретыми предметами [37].

### **4.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов**

При выполнении данной работы возможно получение следующих производственных травм: получение химических ожогов и отравлений при работе с растворами кислот, раствором сульфата железа и поражение электрическим током при контакте с неисправным электрооборудованием.

Для профилактики профессиональных заболеваний большое значение имеет установление предельно допустимых концентраций вредных веществ. Предельно-допустимые концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны, которой считается согласно ГОСТ 12.1.005-2004 пространство высотой до 2 метров от уровня или площадки, на которой находится место постоянного пребывания работающих [38], а также характеристика используемых в работе химических реактивов представлены в таблице 15.

Как следует из приведенных данных, наиболее опасными веществами, применяемыми в настоящих исследованиях являются кислоты, которые относятся к четвертому классу опасности и могут вызвать серьезные ожоги.

Таблица 15 – Токсикологическая характеристика химических реактивов, используемых в работе

Наименование вещества, его характеристика	Класс опасности	Характеристика воздействия на организм	Агрегатное состояние	ПДК, мг/м <sup>3</sup>
Раствор сульфата железа (III)	4	Является сильным окислителем, может вызвать ожог кожных покровов	Жидкость	3
Серная кислота (H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> )	4	Раздражают дыхательные пути, вызывают ожог кожных покровов и слизистых оболочек рта и носа	Жидкость	5
Соляная кислота (HCl)	4		Жидкость	5

#### 4.3 Обеспечение безопасности при работе в лаборатории

*Противопожарные мероприятия.* В лаборатории имеются в наличии все необходимые средства для тушения пожара: огнетушители, песок, инвентарь. Обеспечен доступ к действующим водопроводным раковинам и гидрантам. В КазНИТУ имени К.И. Сатпаева действуют следующие организационные противопожарные мероприятия: запрещение курения, запрещение пользования открытым огнем, разработка планов эвакуации людей и имущества из помещений, обучение персонала мерам пожарной безопасности.

При возникновении пожара необходимо выключить вентиляцию и электроприборы, обеспечить прекращение подачи в помещение горючих газов и кислорода, удалить из помещения горючие вещества, ценные бумаги и оборудование; немедленно сообщить в пожарную охрану по телефону 101; одновременно с принятием всех мер, приступить к ликвидации пожара имеющимися первичными средствами пожаротушения [38].

*Обеспечение безопасности при работе с химическими реактивами.* Вещества, способные вызвать отравление относятся к токсичным. Токсичные вещества проникают в организм тремя путями: через дыхательные пути, через пищеварительный тракт и через кожу [37]. Предотвратить их проникновение можно, если работать в вытяжном шкафу при включенной вентиляции. Едкие растворы и твердые отходы собирали в специальные емкости, к которых их потом нейтрализовали. При работе с кислотами соблюдали соответствующие правила. Растворы в пипетки набирали с помощью специальных груш.

*Обеспечение безопасности при работе с электроприборами* [39], [40], [41]. Безопасная работа с электрооборудованием может быть обеспечена при соблюдении следующих правил его подготовки и эксплуатации:

– устройство и условия эксплуатации электрооборудования в химических

лабораториях должны соответствовать требованиям действующих Правил устройства электроустановок;

- питание электроприборов кабинета (лаборантской) химии должно осуществляться от щита с разделительными трансформаторами, подсоединенного к электрическому вводу через защитное - отключающее устройство;

- химические лаборатории должны быть оснащены оборудованием промышленного производства. Запрещается использовать самодельные приборы;

- запрещается подавать на лабораторные столы напряжение переменного тока выше 42 В и постоянного – выше 110 В;

- все токоведущие элементы электрических приборов должны быть надежно защищены от случайных прикосновений;

- запрещается использовать выключатели, штепсельные розетки для подвешивания плакатов;

- при эксплуатации электронагревательных приборов необходимо следить за тем, чтобы их установка исключала непосредственную близость легковоспламеняющихся веществ, материалов, предметов и конструкций;

- запрещается работать на неисправных электрических приборах и установках. О всех обнаруженных дефектах в изоляции проводов, о неисправности штепсельных вилок, розеток и т.п., а также занулении следует немедленно сообщить администрации. Все неисправности должен устранять квалифицированный специалист;

- запрещается переносить включенные электроприборы и оставлять их без надзора и загромождать подходы к электрическим устройствам;

- перед включением прибора в сеть необходимо убедиться, соответствует ли напряжение, на которое рассчитан прибор, напряжению сети;

- все электроприборы необходимо оберегать от сырости и особенно от наличия в атмосфере, где они хранятся, паров соляной и других кислот.

#### *Выводы по разделу 4:*

- в работе рассмотрен анализ опасных и вредных производственных факторов, показано, что основными опасными реагентами являются растворы кислот и солей трехвалентного железа, опасными элементами работы – электроприборы и электрооборудование;

- разобраны и приняты к исполнению безопасные приемы работы при условии обеспечения пожаробезопасности, соблюдении правил техники безопасности при работе с химическими реагентами и электроприборами.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе выполнения дипломной работы выполнены все задачи, цель работы достигнута, в частности:

1) критический анализ литературных данных показал, что:

– кучное выщелачивание является эффективным процессом переработки забалансовых руд;

– целесообразность применения и основные показатели кучного выщелачивания руд во многом определяются в зависимости от химического и фазового состава руды;

– несмотря на кажущуюся простоту кучное выщелачивание очень сложный процесс, который можно регулировать ограниченным, числом факторов и изменением состава орошающего раствора, плотностью и паузой в орошении руды;

– наиболее распространенным растворителем в кучном выщелачивании для окисленных руд являются растворы серной кислоты. При применении же их для сульфидных руд используются различные окислители, среди которых могут представлять интерес растворы солей трехвалентного железа;

– следует учитывать процесс самоизмельчения кусков руды в процессе так называемого “диффузионного” выщелачивания из руд, в которых минералы находятся в основном в мелких порах и трещинах за счет применения таких декрепотирующих руд агентов, как хлористый натрий;

2) результаты, полученные в экспериментальной части, показали, что:

– в руде месторождения Конырат присутствуют как окисленные, так и сульфидные соединения меди, кроме того, в ней присутствуют алюмосиликаты и кремнезем, что необходимо учитывать при разработке технологии ее переработки. Главным сульфидным медным минералом в руде является халькозин;

– на основании термодинамических расчетов и анализа диаграмм Пурбе выщелачивание сульфидных соединений меди следует проводить в кислой области рН и в присутствии окислителя;

– присутствие карбонатов и силикатов в рудном сырье приводит к образованию малорастворимых соединений меди и сокращению области существования катионов меди;

– в щелочной области рН в присутствии аммиака образуются аммиакаты меди, что указывает на возможность выщелачивания медьсодержащих материалов растворами гидроксида аммония;

– при изучении кинетических характеристик растворения халькозина в растворах серной кислоты, установлено, что процесс растворения халькозина протекает в диффузионной области;

– исследовано влияние природы растворителей на скорость растворения халькозина;

– установлено, что применение растворов сульфата железа в качестве окисляющего агента ускоряет процесс растворения халькозина;

– проведены поисковые опыты процесса перколяционного выщелачивания руды месторождения Конырат, при этом установлено, что для повышения извлечения меди и снижения расхода кислоты необходимо поддерживать следующие технологические условия: плотность орошения – 20 - 50 л/т, концентрация серной кислоты - 3,5-5 г/л, пауза между орошениями - от 2 до 4 суток;

3) выполненные экономические расчеты показали, что:

– основным видом затрат на выполнение дипломной работы являются расходы на основные и вспомогательные материалы – 32250 тг. (48,84 %) и амортизационные отчисления – 28500 тг. (43,18 %);

– затраты на основные и вспомогательные материалы могут быть снижены при аккуратной работе (стеклянная посуда будет использована в последующих исследованиях) и при использовании математического планирования, при котором сократится число опытов и анализов;

4) в разделе «Безопасность и охрана труда»:

– рассмотрен анализ опасных и вредных производственных факторов, показано, что основными опасными реагентами являются растворы кислот и солей трехвалентного железа, опасными элементами работы – электроприборы и электрооборудование;

– разобраны и приняты к исполнению безопасные приемы работы при условии обеспечения пожаробезопасности, соблюдении правил техники безопасности при работе с химическими реагентами и электроприборами .

*Научная и познавательная ценность* выполненной дипломной работы состоит в том, что показана возможность выщелачивания меди из сульфидной руды с использованием растворов кислот и солей трехвалентного железа, а также доказана эффективность применения перколяционного выщелачивания, которое может лечь в основу разработки кучного и подземного выщелачивания меди, содержащейся в небольших количествах в отработанных месторождениях и техногенных отвалах на территории Республики Казахстан.

*Социальная ценность* исследований заключается в возможности извлечения меди из техногенного сырья и тем самым снижении экологической нагрузки на окружающую среду.

## ПЕРЕЧЕНЬ ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ, ТЕРМИНОВ

Перечень принятых обозначений и сокращений:

- $\rho_{\text{ТВ}}$  и  $\rho_{\text{Ж}}$  – плотности соли и растворитель, г/см<sup>3</sup>;
- $\Delta H$ , кДж – энтальпия химической реакции, выраженная в килоджоулях;
- $\Delta S$ , Дж/К – энтропия химической реакции, выраженная в джоулях на градус Кельвина;
- $\Delta G$ , кДж – свободная энергия Гиббса, выраженная в килоджоулях;
- $\text{Log}(K)$  – логарифм константы равновесия химической реакции.
- $m_1$  и  $m_2$  – вес кристалла (г) в жидкости в момент времени  $\tau_1$  и  $\tau_2$  (с);
- $S$  – поверхность грани, см<sup>3</sup>;
- $Z$  – затраты на проведение исследований;
- $N_a$  – норма амортизации.

Перечень терминов:

- атомно-абсорбционный анализ – метод аналитической химии, основанный на селективном поглощении (абсорбции) электромагнитного излучения определенной длины волны свободными от всех молекулярных связей нейтральными атомами определяемого элемента. В процессе абсорбции электрон переходит с основного энергетического уровня на более высокий в результате фотонного возбуждения, т.е. облучения светом с определенной частотой;
  - выщелачивание – процесс избирательного извлечения одного или нескольких компонентов из руды, рудного концентрата или полупродуктов в водный раствор;
  - перколяционное выщелачивание – процесс, заключающийся в просачивании выщелачивающего раствора через неподвижный слой руды;
  - перколятор – аппарат для выщелачивания руд методом просачивания через их неподвижный слой;
  - плотность орошения – объем жидкости, проходящей через единицу площади поперечного сечения руды, подвергаемой выщелачиванию, за единицу времени;
  - скорость выщелачивания – это количество вещества, переходящее в раствор в единицу времени, либо расход реагента в единицу времени;
  - халькозин – сульфидный минерал меди, отвечающий химической формуле  $\text{Cu}_2\text{S}$ ;
  - химическая кинетика – учение о скоростях химических реакций, о факторах, влияющих на скорость реакций, а также о механизме протекания химических реакций;
  - химическая термодинамика – область химии, изучающая энергетику химических процессов, возможности и условия самопроизвольного протекания химических реакций, а также условия установления химического равновесия.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Доклад об итогах анализа состояния и развития медной отрасли государств – членов Евразийского экономического союза. / Евразийская экономическая комиссия. - Москва, 2021 // Электронная версия на сайте [https://eec.eaeunion.org/upload/medialibrary/a57/doklad\\_cu.pdf#:~:text=Структура%20потребления%20меди%20в%20мире,12%25%20-%20на%20обрабатывающую%20промышленность](https://eec.eaeunion.org/upload/medialibrary/a57/doklad_cu.pdf#:~:text=Структура%20потребления%20меди%20в%20мире,12%25%20-%20на%20обрабатывающую%20промышленность)
- 2 Панфилов П.Ф. Балгожин Ш.А., Шумаков В.В. Окисление и восстановление сульфидов металлов. – Алма-Ата: Наука, 1972.
- 3 Набойченко Б.Б., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. - М.: Metallurgy, 1974.- 272 с.
- 4 Тарасов А.В., Бочаров В.А. Комбинированные технологии цветной металлургии. – М.: ФГУП «Институт Гинцветмет», 2001. – 304 с.
- 5 Томина В.Н., Хренников А.А., Лебедь А.Б., Набойченко С.С. Кучное выщелачивание меди из руды месторождения «Волковское». // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. - №4. – 2010. – С. 3-6.
- 6 Хопунов Э.А., Гуляев Н.Д. Геохимические аспекты гидрометаллургии техногенного сырья // Изв. вузов. Горный журнал. Уральское горное обозрение. 1995. - № 10-12. - С. 153-160.
- 7 Кенжалиев Б.К. Кучное выщелачивание меди и забалансовых руд Актоайского месторождения. – Алматы: Ғылым, 1983, 203 с.
- 8 Послание Президента Республики Казахстан – Лидера нации Н.А. Назарбаева народу Казахстана «Казахстанский путь – 2050: Единая цель, единые интересы, единое будущее» // Казахстанская правда. – 17.01.2014. – № 334.
- 9 Казахстан - Производство меди // Электронная версия на сайте: <https://ru.tradingeconomics.com/kazakhstan/copper-production?continent=america>
- 10 Медная промышленность Казахстана: текущая ситуация и перспективы развития – электронная версия на сайте: <https://marketing.rbc.ru/articles/13732/>
- 11 Калабин А.М. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. – М.: Атомиздат, 1981. - 304 с.
- 12 Малинина Е.А. Использование бактериально-химического выщелачивания металлов из руд и концентратов // Цветные металлы. - 1998. - № 3. - С. 31-33.
- 13 Мечев В.В., Бочаров В.А., Рыскин М.Я. Совершенствование существующих и создание новых комбинированных прорывных технологий на основе сочетания обогатительных и химико-металлургических методов // Науч. тр. института "Гинцветмет". – М.: Гинцветмет, 1990. - С. 4-19.
- 14 Бочаров В.А., Херсонская И.И., Агафонова Г.С. и др. Совершенствование технологии обогащения и повышения комплексности использования сульфидных медно-цинковых руд // Цветные металлы. - 1997. - № 2. - С. 8-11.

- 15 Цефт А.Л. Гидрометаллургические методы переработки полиметаллического сырья. - Алма-Ата: Наука, 1976. - 332 с.
- 16 Халезов Б.Д., Абакумов В.В., Павличенко Г.А. и др. Интенсификация подземного выщелачивания руд // Повышение комплексности использования сырья при переработке руд цветных металлов: Сб. науч. тр. ин-та "Унипромедь". - Свердловск, 1988. - С. 71-77.
- 17 Крушкол О.Б., Павличенко Г.А., Абакумов В.В. О геотехнологической переработке руд Маукского месторождения // Рациональные технологии переработки руд цветных металлов: Сб. науч. тр. ин-та "Унипромедь". Свердловск, 1990. - С. 96-101.
- 18 Букетова А.Е., Табылганова А.Н. Получение меди высокой чистоты из медно-хлорных кеков // Промышленность Казахстана. – 2009. – №2(53). - С. 42-44.
- 19 Синявер Б.В., Цейдлер А.А. Гидрометаллургия меди. – М.: Цветметинформация, 1971. – 245 с.
- 20 Сұлтанбаева А.Б., Акпанбаев Р.С., Усольцева Г.А., Баймаханова С. Влияние технологических параметров на выщелачивание меди из сульфидных концентратов. / Труды Международной научно-практической конференции «Подготовка инженерных кадров в контексте глобальных вызовов XXI века» – Т.2.– 12 апреля 2013 г. – Алматы: КазНТУ, 2013. – С. 454-457.
- 21 Набойченко С.С. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. - Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. - 940 с.
- 22 Набойченко С.С., Цогтхангай Д. Гидротермальная переработка халькозинового концентрата с использованием автоклавного окислительного выщелачивания // Известия вузов. Цветная металлургия. -1983. - № 1. - С. 55-58.
- 23 Халезов Б.Д., Шурыгин Ю.А. и другие. Выщелачивание меди из руд Жезказганского месторождения. – Алма-Ата: Наука, 1976. – 178 с.
- 24 Набойченко С.С., Доржпуров М. Автоклавное серноокислотное выщелачивание халькозинового концентрата месторождения Эрденет // Изв. вузов. Цветная металлургия. - 1982. - № 6. - С. 29-31.
- 25 Медведев А.С., Ту Со, Птицын А.М. Комбинированная технология переработки удоканского сульфидного медного концентрата. // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. - №2. – 2012. – С. 17-20.
- 26 Шевелева Л.Д., Павличенко Г.А., Набойченко С.С. и др. Урал неостребованная геотехнологией минеральная провинция // Изв. вузов. Горный журнал. Уральское горное обозрение. - 1995. - № 10-12. -С. 144-153.
- 27 Воронин Д.Ю. Панин В.В., Медведев А.С. Крылова Л.Н. Разработка и внедрение технологии жидкостной экстракции и электроэкстракции меди руды Удоканского месторождения. Конгресс обогатителей стран СНГ. – М.: МИСиС, 2005. - Т. 4. – С.10-12.
- 28 Вольдман Г.М., Зеликман А.Н., Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Интермет Инжиниринг, 2003. – 462 с.

29 Weidong Z., Chunhua C., Yanqiang Y. Mass transfer of copper in hollow fiber renewal liquid membrane with different carriers // Chin. J.Chem.Eng. – 2010. – Vol. 18, №2. – P. 346-350.

30 Проект по отработке техногенных минеральных образований Коунрадского рудника в Карагандинской области // Электронная версия на сайте: <https://kounrad.kz/process.html>

31 Коппаева А.Ш. Влияние качественного состава добычи руды рудника «Конырат» - Электронная версия на сайте: <https://be5.biz/ekonomika1/r2015/2236.htm>

32 Бейсембаев Б. Б., Кунаев А. М., Кенжалиев Б. К Теория и практика кучного выщелачивания меди. - Алматы: Ғылым, 1998. - 348 с.

33 Чегринцев С.Н. Атомно-абсорбционный анализ: методические указания к выполнению лабораторных работ по курсу «Физико-химические методы анализа» для студентов IV курса, обучающихся по направлению 240501 «Химическая технология материалов современной энергетики» – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2014. – 44 с.

34 Чернышева Ю.Г., Чернышев Э.А. Анализ финансово-хозяйственной деятельности предприятия. – Ростов на Дону: Экономика, 2003. – 304 с.

35 Немцев В.Н. Экономический анализ эффективности промышленного предприятия. – Магнитогорск: Наука, 2004.

36 Прусакова М. Ю. Оценка финансового состояния предприятия. Методики и приемы. – М.: Вершина, 2008. – 80 с.

37 Закон РК «О безопасности и охране труда» от 28 февраля 2004 г. // Электронная версия на сайте [www.government.kz](http://www.government.kz)

38 Закон РК «О труде в Республике Казахстан» от 10 декабря 1999 г. // Электронная версия на сайте <http://www.government.kz>

39 Закон «О промышленной безопасности на опасных производственных объектах» от 03 апреля 2002 г. // Электронная версия на сайте <http://www.government.kz>

40 Горшкова С.И. Производственная эргономика. – М.: Медицина, 1979. – 312 с.

41 Закон «О пожарной безопасности» от 26 мая 2008 г. // Электронная версия на сайте <http://www.government.kz>