

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и институт промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Сайлау Абылайхан Садықұлы

Исследования процессов обжига сульфидов металлов в условиях
пульсирующего слоя

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

6М070900 – «Металлургия»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и институт промышленной инженерии

УДК669.436:669.536:669.334:669.233(047)

На правах рукописи

Сайлау Абылайхан Садықұлы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации: Исследование процессов обжига
сульфидов металлов в условиях
пульсирующего слоя

Направление подготовки 6М070900 – «Металлургия»

Научный руководитель,
ассоц. проф., к.т.н.

 Б.С.Баимбетов
«07» июль 2020 г.

Рецензент,
PhD Докторы

 Б.Т.Алтайбаев
«07» июль 2020 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Нормоконтролер,

 А.Н.Таймасова
« 09 » июль 2020 г.

Заведующая кафедры МиОПИ

к.т.н.

 М.Б.Барменшинова
« 09 » июль 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И.Сатпаева

Институт металлургии и институт промышленной инженерии

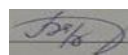
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

6М070900 – «Металлургия»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедры МиОПИ

К.Т.Н.



М.Б.Барменшинова

«09» июль 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистрант Сайлау Абылайхан Садықұлы

Тема: Исследование процессов обжига сульфидов металлов в условия пульсирующего слоя

Утверждена приказом ректора университета №1202-М от «29»10. 2018г.

Срок сдачи законченной диссертации « 10 » июль 2020 г.

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

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов

а) современное состояние рассматриваемой проблемы;

б) анализ состава исходного материала;

в) исследование процессов обжига сульфидов металлов.

Рекомендуемая литература:

1 Баимбетов Б.С. Разработка технологии термогидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов «Научно-исследовательская работа», 2018, №АР05133403

2 Б.С.Баимбетов Разработка технологии переработки коллективных концентратов с применением солей щелочных металлов «Научно-исследовательская работа», 2017, 1488/Гф 4

3 Баимбетов Б.С. Разработка технологии термогидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов «Научно-исследовательская работа», 2019, №АР05133403

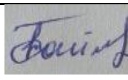
4 Смирнов В. И., Геология полезных ископаемых, М., 1969; Обзор минеральных ресурсов стран капиталистического мира (капиталистических и развивающихся стран), М., 1974.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

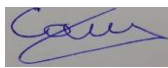
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Аналитический обзор литературы	15.12.2019	
Характеристика исходных материалов и термодинамический анализ	15.02.2020	
Исследования процессов обжига сульфидов металлов	06.03.2020	
Заключение	15.06.2020	

Подписи

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

Наименование разделов	Консультанты, Ф.И.О. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	к.т.н. Б.С.Баимбетов	20.02.2020	
Литературный обзор	к.т.н. Б.С.Баимбетов	15.01.2020	
Основная часть	к.т.н. Б.С.Баимбетов	20.03.2020	
Исследовательская часть	к.т.н. Б.С.Баимбетов	08.04.2020	
Заключения	к.т.н. Б.С.Баимбетов	20.06.2020	
Нормоконтролер	магистр тех. наук А.Н.Таймасова	09.07.2020	

Научный руководитель  Б.С.Баимбетов

Задание принял к исполнению обучающийся  А.С.Сайлау

Дата « 25 » 10 2018 г.

АҢДАТПА

Бұл диссертациялық жұмыс тапсырмадан, кіріспеден, екі тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Диссертациялық жұмыс 55 бетте мазмұндалып, 15 сурет, 10 кестемен қамтылған.

Зерттеу жұмысының мақсаты – пульсациялық қабат жағдайында сульфидтік металдарды күйдіруді ғылыми және техникалық тұрғыдан дәлелдеу.

Диссертациялық жұмыста Ақтоғай кен орнының полиметалдық концентратының химиялық құрамы көрсетілген, полиметалл концентратының минералды-шикізат қоры сипатталған.

Зертханалық жағдайда сульфидтік металдарды күйдіру процессін зерттеу жүргізілді және вибропульсациялық қабатты және сүзгі қабатты реакторда сульфидтік металдардың күйдіру процесінің нәтижесі және қорытындысы сипатталған.

АННОТАЦИЯ

Настоящая диссертационная работа состоит из задания, введения, двух глав, заключения, списка литературы. Диссертационная работа изложена на 55 страницах, содержит 15 рисунков и 10 таблиц.

Целью работы является в научном и техническом обосновании способов обжига сульфидов металлов в условиях пульсирующего слоя.

В диссертационной работе приведены данные по химическому составу полиметаллического концентрата Актогайского месторождения, описаны минерально-сырьевая база полиметаллического концентрата.

Проведен исследование процессов обжига сульфидов металлов в лабораторных условиях и описаны результаты и выводы по процессу обжига сульфидов металлов в реакторах вибропульсирующего слоя и фильтрующего слоя.

ABSTRACT

This dissertation work consists of a task, introduction, two chapters, conclusion, list of references. The dissertation work is presented on 55 pages, contains 15 figures, 10 tables.

The purpose of the work is to scientifically and technically substantiate methods for calcining metal sulfides in a pulsating layer.

The dissertation contains data on the chemical composition of the polymetallic concentrate of the Aktogay field, describes the mineral resources base of the polymetallic concentrate.

A study of the processes of firing metal sulfides in laboratory conditions and describes the results and conclusions on the process of firing metal sulfides in the reactors of the vibratory pulsating layer and the filter layer.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Литературный обзор по выбору и обоснованию технологий переработки полиметаллических концентратов	11
1.1 Выбор и обоснование направления исследований по разработке переработки сульфидных металлов	11
1.2 Существующие и перспективные способы переработки сульфидных металлов	12
1.3 Общие сведения о сульфидных полиметаллических руд	18
1.3.1 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в Казахстане	19
1.3.2 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в мире	21
1.4 Основная информация о Актогайском месторождении	25
2 Исследование процессов обжига сульфидных металлов в условиях пульсирующего слоя	27
2.1 Исходные материалы для исследований	27
2.2 Методика исследований	28
2.2.1 Подготовка шихты для обжига	28
2.2.2 Расчет расхода воздуха для обжига концентрата	29
2.3 Проведение обжига в реакторе виброкипящего слоя	29
2.4 Проведение обжига в реакторе фильтрующего слоя	37
2.4.1 Методика проведения опытов и обработки данных опытов с применением вероятностно-детерминированного планирования экспериментов (ВДПЭ)	37
Заключение	51
Список использованной литературы	53
Приложение	55

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время переработка полиметаллического коллективного сырья - это задача, которая требует решения. Современные технологии применяемые на заводах направлены на переработку монометаллического сырья, содержащего сравнительно небольшое количество сопутствующих металлов. Но в связи с тем, что месторождения вырабатываются, полиметаллические руды, поступающие на переработку, становятся бедными. Обеспечение заводов монометаллическими концентратами тяжелых цветных металлов требует селекции на стадии флотационного обогащения и соответственно увеличивает количество дополнительных операций очистки, снижает извлечение основного металла. При обогащении флотационным способом процент извлечения ценных компонентов в коллективный концентрат выше по сравнению с селективным.

Технология переработки сульфидных полиметаллических концентратов поможет решить вышеприведенную проблему и снизить количество выбрасываемых газов и отходов в окружающую среду. Технология переработки коллективного концентрата и промпродуктов цветных металлов, проводится на основе обжига шихты с добавлением карбонатов натрия и калия при 500-700 °С, водного и кислого выщелачивания огарков при температурах 50-70 °С и плавки кека-2 с выводом ценных и сопутствующих компонентов в различные продукты. Использование карбонатов натрия и калия позволит связать сернистые газы в прочный сульфат натрия.

Процессы окисления сульфидных концентратов и промпродуктов могут осуществляться в печах Кипящего слоя, барабанных и шахтных печах. В данных печах есть некоторые недостатки, например, в процессе обжига в печи КС наблюдается большой пылевынос, а для обжига в шахтной печи требуется операция гранулирования и сушки шихты. Решением этого может стать создание в слое шихты пульсирующего слоя, в частности вибропульсирующего слоя. Так же для процессов выщелачивания шихты и продуктов обжига используется вибропульсация.

Для создания вибропульсации был разработан электромагнитный вибратор, с помощью которого перемешивалась мелкодисперсная шихта, а для создания вибропульсации слое пульпы был разработан электромагнитный вибратор иной конструкции.

Исследования обжига проб проводились в лабораторной установке, которую смонтировали на основе блока от дериватографа Q1000 с двумя печами. Для измерения и регулирования температуры в печи модуль был дополнительно оснащен измерителем типа ИРТ 5301 с термопарой ХА. Электропитание печей регулируется тиристорным блоком. Контрольные измерения температуры в реакционной зоне проводили термопарой и цифровым прибором DT-838.

В данной части комплексной дипломной работы выполнены исследования с сульфидами железа FeS , меди Cu_2S и смесью

полиметаллических концентратов. По программе проводили термодинамический расчет реакций в системах сульфид металла – карбонат натрия – кислород для сопутствующих ценных металлов в интересующем интервале температур.

Были проведены исследования для изучения кинетики окисления сульфидов железа и меди при добавлении карбонатов натрия и калия в условиях вибропульсирующего слоя.

Были проведены исследования распределения ценных компонентов при обжиге смеси концентратов, водного выщелачивания огарка и кислого выщелачивания кека – 2.

Состав концентрата, огарка, кеков и растворов определен на спектрофотометре СПАРК-1 по калибровочным данным (пластины металлов, смеси оксидов и сульфидов). Навеску материалов взвешивали на электронных весах ВЛТ-510-П (сарто). Выщелачивание материалов проводили в термостате UTU-2/n, анализ растворов на спектрофотометре JENWAY 6300.

Целью диссертационной работы заключается в том, что в научном и техническом обосновании способов обжига сульфидов металлов в условиях пульсирующего слоя.

Гипотеза работы является удержание серы в огарке с содой Na_2CO_3 без выделения в атмосферу.

Актуальность темы – экологический чистый продукт и экономический выгодный процесс.

Научная новизна темы обжиг в пульсирующем слое и создать пульсацию при помощи электромагнитной вибрации.

В работе проведен термодинамический анализ реакций в системах сульфид металла – карбонат натрия – кислород, выполнены лабораторные исследования процессов обжига, водного выщелачивания продуктов обжига, разработано лабораторная установка для обжига вибропульсирующего слоя, опубликовано одна статья.

1 Литературный обзор по выбору и обоснованию технологий переработки полиметаллических концентратов

1.1 Выбор и обоснование направления исследований по разработке переработки сульфидных металлов

Актуальна проблема разработки технологий переработки полиметаллических сульфидных металлов. Выброс серы в атмосферу отрицательно влияет на экологию. Для переноса проблемы выделения серы в атмосферу на металлургический предел имеются разработки технологии обжига полиметаллических сульфидных концентратов с содой. Создание технологий на базе процессов спекания с содой металлов нуждается в исследованиях термодинамики систем, проведении экспериментов по обжигу концентратов. Получаемые продукты могут быть переработаны по существующим схемам, либо необходима разработка новых процессов. Переработка полиметаллических концентратов позволит повысить извлечение металлов, сократить количество выбросов и отходов в окружающую среду.

Для разработки технологии переработки полиметаллических концентратов использован комплекс научных методов включая: аналитический обзор научных данных по направлению исследований, термодинамический анализ систем с использованием современных баз данных и программ, анализ вещественного и минералогического состава концентратов и продуктов методами рентгеноспектрального и спектрального анализа, постановка опытов с применением методов планирования экспериментов, расчеты материальных и тепловых балансов с применением компьютерных программ.

Технология переработки полиметаллического сырья позволит повысить сквозное извлечение ценных компонентов из низкокачественного сырья, расширить сырьевую базу цветной металлургии. В результате выполнения работы будут построены диаграммы парциальных давлений для сульфидных систем, определены величины изменений энергии Гиббса и констант равновесия, выявлено влияние факторов на показатели процессов, рассчитаны материальные и тепловые балансы.

Таким образом для получения качественного огарка в технологии будет применяться оборудование пульсатор. Преимущество этого оборудования подавать воздух перерывами, который подается непрерывно в печь. Воздух подаваемый перерывами хорошо проходит между гранулами и соответственно получится качественный огарок. В технологиях качественный огарок экономический выгодно потому что качественного огарка не надо вторично обжигать.

Добавление солей щелочных металлов в шихту содержащую сульфиды цветных металлов позволяет при обжиге и плавке связать серу в сульфиды либо сульфаты натрия и калия.

1.2 Существующие и перспективные способы переработки сульфидных металлов

Известен способ переработки сульфидных медных руд и концентратов, который включает сульфатизирующий обжиг, выщелачивание огарка в сернокислом растворе и извлечение меди из раствора (RU 2173726 С1, Уралтранс, 2001). Измельченное сырье обжигают в трубчатой печи в потоке азота при температуре 850-950 °С, что дает возможность максимально удалить серу из руды и/или концентратов во время обжига, повысить степень извлечения меди (97-98 %) при выщелачивании [1].

Известен термогидрометаллургический способ комплексной переработки медного концентрата колчеданных руд с извлечением цветных и благородных металлов (RU 2255126 С1, ООО "Интегра Груп. Ру", 2004). Способ переработки медного концентрата колчеданных руд включает сульфатизирующий обжиг исходного концентрата и выщелачивание огарка с выделением металлов, при этом сульфатизирующий обжиг исходного медного концентрата проводят на воздухе при температуре 500-600 °С в течение 90-180 минут, полученный огарок выщелачивают раствором серной кислоты или водой с отделением кека и фильтрата, из последнего электролизом выделяют медь, осушенный кек шихтуют с окислителем и хлоридами щелочных и щелочноземельных металлов и проводят термообработку при температуре 450-550 °С с получением спека, который выщелачивают раствором соляной кислоты, и из полученного фильтрата путем сорбции выделяют благородные металлы, обеспечивается эффективное извлечение металлов и снижение энергетических затрат при обеспечении экологической безопасности [2].

Известен способ переработки сульфидных продуктов (RU 2272081, Институт электрофизики Уральского отделения РАН, 2004). Сульфидные продукты обрабатывают в щелочном расплаве. В качестве расплава применяют смесь, приготовленную по меньшей мере из двух щелочей - из гидроксида натрия NaOH и гидроксида калия KOH в весовом соотношении NaOH:KOH от 0,65 до 0,75. Изобретение позволит снизить температуру процесса щелочной плавки [3].

Наиболее близким по технической сущности к предлагаемому способу является: Процесс сульфатизации сульфидов цветных металлов (US 4541993 А, Daniel A. Norrgran, 1982). В процессе при извлечении некоторых цветных металлов из их сульфидных руд, эти сульфиды преобразуются в водорастворимые сульфаты путем обжига с карбонатом или бикарбонатом щелочного металла. Преимущественно карбонат натрия, добавляется в шихту обжига для протекания реакции сульфатизации. Руды, содержащие сульфиды меди, никеля, кобальта или цинка обогащаются способом пенной флотации, концентрат смешивают с карбонатом или бикарбонатом и обжигают. Обоженный продукт смешивают с водой для разделения растворимых сульфатов этих металлов, от соединений железа и других твердых остатков. Сернокислый раствор отфильтровывают от твердых частиц, и цветные

металлы выделяют осаждением или электролизом. Отличительные особенности способа заключаются в следующем:

1 Процесс сульфатизации хотя бы одного сульфида цветного металла выбранного из группы сульфидов меди, никеля, кобальта и цинка, включает: смешивание карбоната или бикарбоната щелочного металла, с сульфидным минералом; высокую степень преобразования сульфида металла в водорастворимые сульфаты цветных металлов путем обжига смеси при температуре большей, чем температура разложения сульфата железа, но меньшей, чем температура разложения сульфатов цветных металлов.

2 Процесс извлечения, по меньшей мере, одного из цветных металлов, выбранных из группы сульфидных минералов меди, никеля, кобальта и цинка, содержащей по меньшей мере один сульфид цветного металла включает: смешивание карбоната или бикарбоната щелочного металла, с указанным минералом; обжиг указанной смеси при температуре выше температуры разложения сульфата железа, но ниже температуры разложения извлекаемого сульфата цветного металла; высокую степень сульфатизации сульфида металла с получением водорастворимых сульфатов цветных металлов в продукте обжига; выщелачивание обожженного продукта водой с образованием твердого остатка и водного раствора с высоким содержанием сульфатов цветных металлов; отделение водного раствора от твердого остатка; и восстановление цветных металлов из водного раствора.

3 Процесс извлечения цветных металлов из сульфидных руд, содержащих сульфидные минералы меди, никеля, кобальта и цинка, включающий по меньшей мере один сульфид указанного цветного металла, который включает: измельчение руды; концентрирование сульфидных минералов путем пенной флотации с получением концентрата сульфидных минералов и твердого остатка; разделение концентрата от осадка; сушку концентрата; приготовление смеси карбоната или бикарбоната щелочного металла с концентратом; обжиг смеси с высокой степенью преобразования указанных цветных металлов из сульфидов в водорастворимые сульфаты цветных металлов, содержащиеся в обожженном продукте; выщелачивание обожженного продукта водой, для высокой степени извлечения указанных растворимых сульфатов из твердого вещества в раствор; отделение сульфатного раствора от твердых частиц; и восстановление цветных металлов из раствора [4].

Наиболее близким техническим решением является способ обжига сульфидных материалов в кипящем слое (СССР 559976, МКИ С 22 В 1/10), включающий обжиг с подачей кислородсодержащего дутья под подину с последующим до окислением пыли вторичным дутьем, подаваемым в над слоевое пространство и в газоходный тракт. Вторичное дутье подается в над слоевое пространство с расходом 440-550 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Техническим результатом способа является снижение содержания серы в пыли до уровня 0,8-0,9 % при одновременном его упрощении.

Сущность изобретения заключается в том, что в способе обжига сульфидных материалов в кипящем слое, включающем продувку серосодержащего твердого материала кислородсодержащим газом, подаваемым в избыточном количестве через подину, и до окисление твердого материала в виде пыли в над слоевом пространстве вторичным дутьем, подаваемым под углом 90° к направлению движения потока, согласно изобретению вторичное дутье подают в над слоевое пространство.

В частности, подачу вторичного дутья целесообразно осуществлять при снижении коэффициента избытка кислородсодержащего газа, подаваемого через подину по отношению к серосодержащему твердому материалу [5].

Проводились исследования под руководством Сушкова К.В. [6] по содовой плавке свинцовых концентратов. Свинцовый сульфидный концентрат спекают на агломерационных машинах с добавкой в шихту кальцинированной соды и угля, агломерат плавят в шахтной печи без добавки флюсов. Продуктами плавки являются черновой свинец и штейно-шлаковый расплав. Также предлагалась прямая переработка свинцового концентрата в руднотермических печах без агломерации [7]. В последнем случае восстановление свинца из сульфидов при добавлении в шихту каустической соды и углеродистого восстановителя протекает по схеме:



Технология содовой плавки использована в работе Луганова В.А. [8] для переработки сульфатных свинец и цинксодержащих пылей медеплавильного производства. Основные реакции восстановления свинца из сульфатов:



Восстановительную плавку свинец содержащих материалов при добавке в шихту сульфата натрия и каустической соды проводили в промышленных условиях под руководством Полывянного И.Р. [9].

В последние десятилетия исследованы процессы плавки сульфидных концентратов с солями натрия и калия (щелочи, карбонаты), и разработаны способы переработки свинцовых, медных и никелевых концентратов.

В патенте Ходова Н.В. и др. [10] предложен способ извлечения свинца включающий подачу расплавленного гидроксида калия, свинец содержащего сырья и кислородсодержащего газа в реакционную зону с температурой $600-700^\circ\text{C}$, в результате чего получают черновой свинец и расплав содержащий гидроксид калия, сульфат калия, карбонат калия, сульфиды цинка, меди, железа и пустую породу.

В патенте Маслова В.И. и др. [11] предложен способ комплексной переработки полиметаллического сульфидного сырья тяжелых цветных и драгоценных металлов, включающий их раздельную плавку в печи с глубокой ванной в присутствии смеси солей щелочных металлов и углеродсодержащего восстановителя с получением черновых металлов, шлакового, штейнового или шлако-штейнового плавов. Шлако-штейновые плавы от плавки свинцового сырья используют в качестве флюса для плавки сурьмяного сырья, а штейн или кек от выщелачивания штейна от плавки сурьмяного сырья - в качестве сырья при плавке свинцового или драгметалльного сырья.

В патенте Мотовилова В.А. и др. [12] предложен способ переработки сульфидных продуктов, включающий обработку их в щелочном расплаве, отличающийся тем, что в качестве расплава применяют смесь, приготовленную из гидроксида натрия NaOH и гидроксида калия KOH в весовом соотношении $\text{NaOH}:\text{KOH}$ от 0,65 до 0,75. Использование смеси щелочей позволяет снизить температуру плавки от 400-600 °С до 200 °С. При плавке пиритного концентрата в расплаве получали дисульфиды щелочных металлов в виде Na_2S_2 и K_2S_2 , а железо в виде взвеси гидроксида $\text{Fe}(\text{OH})_2$ черного цвета.

В патенте D.A.Norrgran [13] предложено для извлечения определенных цветных металлов (медь, никель, кобальт и цинк) из сульфидных руд проводить обжиг совместно с карбонатом или бикарбонатом щелочного металла, в частности с карбонатом натрия, добавляемым в шихту обжиговой печи с целью осуществления реакции сульфатизации. Руды, содержащие медь, никель, кобальт или цинковые сульфиды, подвергают обогащению флотацией и полученный концентрат, смешанный с карбонатом или бикарбонатом обжигают. Огарок смешивают с водой, чтобы отделить растворимые сульфаты металлов от соединений железа и другого твердого остатка. Раствор сульфатов фильтруют от твердых частиц и цветных металлов, восстановленных осаждением или электролизом. Расход карбоната щелочного металла составляет от 10 до 20 % от веса огарка, температура обжига от 550 до 650 °С, продолжительность обжига 2-4 часа.

Известны работы Гаприндашвили В.Н. [14] обжига сульфидных руд при температуре 500-600 °С, по которому не исключено образование ферритов, а ценные металлы получают не в форме окислов.

Предложенный способ отличается тем, что обжиг ведут в присутствии известняка, что позволяет избежать образования ферритов и перевести ценные металлы в окислы.

Способ осуществляют следующим образом:

Сульфидную руду, например халькопиритную, смешивают с известняком, подают в обжиговую печь и обжигают в атмосфере воздуха. При этом медь и кальций переходят соответственно в форму окисла и сульфата. Обжиг ведут в печах кипящего слоя и трубчатых вращающихся. Низкая температура процесса и введение в шихту известняка устраняет образование ферритов и, тем самым, значительно увеличивает степень извлечения меди из

руды.

Дальнейшая гидрометаллургическая переработка огарка осуществляется по известной замкнутой технологической схеме с получением металлической меди при помощи электролиза.

Способ обжига сульфидных руд при температуре 500-600 °С, отличающийся тем, что, с целью перевода ценных металлов в окислы и исключения образования ферритов, обжиг ведут в присутствии известняка.

Известны работы зарубежных авторов [15]. Сульфатный обжиг, распространенный метод активации, является потенциальным методом более чистого производства никеля из сложных низкосортных руд. В данном исследовании смешанный оксидно-сульфидный концентрат никеля обжигали с добавлением сульфата аммония в статической воздушной атмосфере, а обжаренные продукты выщелачивали водой, чтобы оценить извлечение металлов. Активационный обжиг сульфата аммония тщательно и систематически исследовали методами термогравиметрии-дифференциальной сканирующей калориметрии, рентгеновской дифракции и сканирующей электронной микроскопии. В частности, поведение и путь сульфатирования на границе раздела изучались методом теории функционала плотности (DFT). Результаты показали, что образуется большое количество сульфата цветных металлов (70 % Ni, 89 % Co и 90 % Cu), в то время как железо почти полностью превращается в оксид железа при соответствующих условиях обжига с добавлением сульфата аммония в массовом соотношении 200 %, нагревом до 650 °С при 10 °С/мин и выдержкой в течение 120 мин. Было установлено, что активация сульфата аммония может протекать по двум различным путям: один, в котором сульфат аммония непосредственно взаимодействует с необработанными рудами ниже 500 °С, и другой, в котором SO₂, разложенный из сульфатов (сульфат аммония, промежуточный сульфат железа аммония и сульфат железа), взаимодействует с промежуточными сульфидами металлов (NiS и Cu₂S). Механизм сульфатирования на границе раздела NiS и Cu₂S был глубоко исследован методом DFT, который показал, что существует два пути сульфатирования для NiS или Cu₂S, и оба они термодинамически благоприятны. Таким образом, проведено тщательное и систематическое исследование процесса активационного обжига сульфатом аммония оксидно-сульфидной смеси никеля, что может стать потенциальной основой для дальнейшего промышленного применения методов активационного обжига сульфатом аммония в комплексной металлургии полезных ископаемых.

Выводы по литературному обзору следующие, по:

1 Патенту RU №2173726: Сульфатизирующий обжиг требует повышенного парциального давления SO₃ в печных газах и отходящие газы печи обжига содержат сернистый и серный ангидрид, следовательно необходимо сернокислотное производство.

Использование азота для обжига в трубчатой печи смещает состав атмосферы печных газов из окислительной зоны к нейтральной, что приведет

к снижению скорости окисления сульфидов и уменьшению удельной производительности печи.

2 Патенту RU №2255126: Отходящие газы печи сульфатизирующего обжига содержат сернистый и серный ангидрид, необходимо сернокислотное производство.

Использование серной и соляной кислот на стадиях выщелачивания огарка и кека существенно усложняет технологическую и аппаратную схему производства.

3 Патенту RU №2272081: Снижение температуры процесса щелочной плавки за счет использование смеси щелочей приведет к снижению скоростей массообменных процессов и удельной производительности плавильного агрегата.

Низкая температура процесса близкая к температуре плавления эвтектической смеси используемых гидроксидов натрия и калия при добавлении сульфидных материалов (концентратов, штейнов и др.) имеющих температуры плавления компонентов 950-1100 °C приведет к образованию густой массы в аппарате и невозможности ее извлечения из реактора самотеком через шпур, сифоны и летки.

В способе используются дорогостоящие реагенты - гидроксиды калия и натрия.

4 Патенту US №4541993 А: В низкотемпературном процессе сульфатизирующего обжига (550-650 °C) сульфидных минералов и концентратов в смеси с карбонатом натрия образуется огарок в котором цветные металлы присутствуют в форме сульфатов, оксидов и металлов. Выщелачивание твердого продукта процесса водой не позволяет достичь высокой степени извлечения указываемых цветных металлов в раствор.

В случае переработки концентратов и полупродуктов металлургического производства, содержащих ряд других ценных компонентов часть из них, частности благородные металлы переходят в твердый остаток от выщелачивания содержащий оксиды железа.

В случае переработки концентратов и полупродуктов металлургического производства, содержащих цинк и свинец в виде сульфидных минералов температура обжига (550-650 °C) недостаточна для окисления сфалерита ZnS , а сульфид свинца PbS образует сульфат нерастворимый в воде и оба компонента в основном переходят в твердый остаток от выщелачивания водой.

5 Патенту СССР №559976: Несмотря на то, что дожигание пыли идет в несколько стадий, степень десульфуризации пыли составляет 56-57 %, что вызывает необходимость возврата пыли на стадию обжига. Низкая степень десульфуризации пыли и сложность процесса являются основными недостатком процесса.

Подводя итоги в большинстве публикаций в качестве реагентов используются хлориды и гидроксиды натрия и калия, сульфат аммония

недостаточно исследований по окислению сульфидов в атмосфере содержащей кислород при добавлении в шихту карбоната натрия.

1.3 Общие сведения о сульфидных полиметаллических руд

Полиметаллические руды (от поли и металлы), комплексные руды, в которых главными ценными компонентами являются свинец, медь и цинк, попутными - золото, серебро, кадмий, иногда висмут, олово, индий и галлий. В некоторых полиметаллических руд промышленная ценность представляют барит, флюорит и сера, связанная с сульфидными минералами. Главными рудными минералами являются галенит PbS , сфалерит ZnS , часто присутствуют пирит FeS_2 , халькопирит $CuFeS_2$. Иногда блёклые руды, арсенопирит $FeAsS$ и касситерит SnO_2 . Медь входит в состав полиметаллических руд обычно в виде халькопирита. Серебро и висмут связаны часто с галенитом. Золото находится в свободном состоянии или в виде тонкой примеси в пирите и халькопирите. Кадмий содержится преимущественно в сфалерите. Содержания основных ценных компонентов в промышленных месторождениях колеблются от нескольких до 10 % и более. В зависимости от экономических и горнотехнических условий, а также содержаний полезных компонентов промышленное значение могут иметь месторождения с небольшими суммарными запасами (100-200 тыс. т, в пересчёте на металл), средними (200-500 тыс. т) или крупными (свыше 1 млн.т.).

Полиметаллические руды (первичные) формировались в различные геологические эпохи (от докембрия до кайнозоя) путём кристаллизации из гидротермальных растворов. Большей частью они приурочены к геосинклинальным прогибам, наложенным на срединные массивы и, как правило, залегают среди вулканогенных пород кислого состава. При отсутствии заметных количеств меди обычно локализуются в геоантиклинальных поднятиях, среди карбонатных пород. Породы, вмещающие, обычно интенсивно изменены гидротермальными процессами — хлоритизацией, серицитизацией и окварцеванием. Кроме гидротермальных месторождений, некоторое значение имеют также окисленные (вторичные) полиметаллические руды, образующиеся в результате процессов выветривания приповерхностных частей рудных тел (до глубины 100—200 м); они обычно представлены гидроокислами железа, содержащими церуссит $PbCO_3$, англезит $PbSO_4$, смитсонит $ZnCO_3$, каламин $Zn_4[Si_2O_7][OH]_2 \times H_2O$, малахит $Cu_2[CO_3](OH)_2$, азурит $Cu_3[CO_3]_2(OH)_2$. В зависимости от концентрации рудных минералов различают сплошные или вкрапленные. Рудные тела отличаются разнообразием размеров, имея длину от нескольких м до км, морфологии (пластообразные и линзообразные залежи, штоки, жилы, гнёзда, сложные трубообразные тела) и условий залегания (пологие, крутые, согласные, секущие и т.д.) [16].

1.3.1 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в Казахстане

Казахстан располагает значительными ресурсами черных металлов, достаточными для обеспечения устойчивого развития отрасли в течение длительного времени. Главной сырьевой базой железа являются скарные месторождения Северного Казахстана с высококачественными магнетитовыми рудами. Все промышленные запасы марганца сосредоточены в Центральном Казахстане, где представлены окисными и карбонатно-силикатно-окисными рудами. Хромиты располагаются на сравнительно небольшой площади в пределах Кемпирсайского дунит-периодитового массива в Западном Казахстане и характеризуются высоким качеством руд. Обеспеченность горнодобывающих предприятий запасами черных металлов – более 80 лет.

Основное количество балансовых запасов и месторождений меди сосредоточено в Восточном и Центральном Казахстане. Обеспеченность горнодобывающих предприятий подготовленными к эксплуатации запасами меди невелика и составляет ориентировочно 15–20 лет. В то же время в республике имеются все потенциальные возможности для развития минерально-сырьевой базы меднорудной промышленности. Резервом для укрепления минерально-сырьевой базы является ряд колчеданно-полиметаллических месторождений Восточного Казахстана (Артемьевское, Космурун, Акбастау и др.). Подготовлены к эксплуатации меднопорфировое месторождение Нурказган с рудами высокого качества в Центральном Казахстане, месторождение Шатырколь на юге республики и одно из крупнейших в Казахстане месторождение Жаман-Айбат в Жезказганском горнорудном районе. Реальные условия для развития медно-цинковой промышленности созданы в Западном Казахстане, где на базе разведанных медноколчеданных месторождений (50 лет Октября, Кундызды, Приорское и др.) предусматривается организация собственного горно-металлургического производства. Значительным потенциалом республики являются крупнейшие месторождения меднопорфирового типа Актогай, Айдарлы, Коксай и Бозшакольское. Вопросы вовлечения этих месторождений в отработку связаны прежде всего с решением технологических проблем, позволяющих вести рентабельную отработку низкосортных руд.

Разрабатываемые запасы свинцово-цинковых руд расположены преимущественно в Восточно-Казахстанской области, где на их базе действуют горно-обогатительные предприятия. Высокая эффективность разработки полиметаллических месторождений достигается благодаря комплексному использованию руд, с извлечением свинца, цинка, меди, золота, платиноидов и редких элементов. Главной проблемой свинцово-цинковой отрасли является, с одной стороны, отсутствие резервных месторождений с рентабельными запасами в сфере деятельности старых горнорудных предприятий, с другой – необходимость строительства перерабатывающих

комплексов в районах разведанных месторождений. Из-за отсутствия обогатительных фабрик сегодня не разрабатывается ряд месторождений свинца и цинка в различных регионах Казахстана. Обеспеченность запасами разрабатываемых месторождений не превышает 25 лет. В то же время перспективы открытия новых месторождений свинца и цинка с высокими содержаниями полезных компонентов имеются практически во всех регионах республики. Так, вовлечено в отработку выявленное в последние годы месторождение Шаймерден в Северном Казахстане с уникально высокими содержаниями цинка.

Основу минерально-сырьевой базы алюминиевой промышленности составляют запасы бокситов Восточно-Торгайского бокситоносного района. Ранее они считались непригодными для производства глинозема по существовавшей технологической схеме, но в результате разработки Павлодарским алюминиевым заводом новой технологической схемы созданы условия для получения глинозема из низкосортных бокситов. Полное решение вопроса технологии переработки низкосортных бокситов позволяет расширить минерально-сырьевую базу алюминиевой промышленности за счет разведанных месторождений, продлив сроки деятельности завода более чем на 50 лет. Дальнейшие перспективы развития минерально-сырьевой базы алюминиевой промышленности связываются прежде всего с нетрадиционными видами глиноземного сырья. Основным практический интерес могут представлять широко развитые на территории республики нефелин-лейцитовые и нефелиновые породы, а также алунитовые вторичные кварциты.

В золоторудной отрасли Казахстана добычей занимаются 28 предприятий. Основными производителями золота являются горнорудные предприятия Центрального, Восточного и Северного Казахстана. Половина добываемого золота в республике приходится на колчеданно-полиметаллические месторождения, из которых золото извлекается в качестве попутного компонента. Учтенные государственным балансом запасы собственно золоторудных месторождений составляют 70 %. Более половины из них относятся к труднообогатимым «упорным» рудам, и решение технологических проблем позволит не только нарастить объемы производства на разрабатываемых месторождениях, но и вовлечь в отработку новые объекты. Наиболее прогрессивным методом добычи сегодня является метод кучного выщелачивания, позволяющий вовлекать в отработку крупные и небольшие по запасам месторождения с низкосортными рудами. В Казахстане в свое время внедрялась биогидрометаллургическая схема переработки «упорных» руд для месторождений Восточного региона Казахстана.

Кроме рассмотренных видов полезных ископаемых Казахстан располагает значительными разведанными запасами кобальт-никелевых руд, редких металлов (вольфрам, молибден), титана, олова, редких земель, нерудных полезных ископаемых (калийная соль, вермикулит, волластонит,

цеолит и т. д.), которые либо разрабатываются в незначительных масштабах, либо готовятся к освоению [17].

1.3.2 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в мире

Медь (Cu от лат. Cuprum) - элемент одиннадцатой группы четвёртого периода (побочной подгруппы первой группы) периодической системы химических элементов Д. И. Менделеева, с атомным номером 29. Простое вещество медь - это пластичный переходный металл золотисто-розового цвета (розового цвета при отсутствии оксидной плёнки). С давних пор широко используется человеком.

Основная часть меди добывается на гигантских по масштабу медно-порфириновых месторождениях с относительно бедными рудами (0,5-0,9 % меди). В число крупных добывающих стран входят Китай, Перу, США, Австралия, Замбия и Россия. В Китае, Перу и США главными источниками меди также являются медно-порфириновые объекты.

В Австралии часть меди добывается из руд гигантского и уникального по генезису полиметаллического месторождения Олимпик-Дам. В Замбии важнейшее промышленное значение имеют месторождения медистых песчаников.

Основу российской меди составляют сульфидные медно-никелевые месторождения Красноярского края (Норильский район) и Мурманской области, обеспечивающие более половины отечественной добычи, а также медно-колчеданные объекты Южного и Среднего Урала, доля которых в общем объеме добычи составляет около 40 %. Качество сырьевой базы меди не уступает другим аналогам. Главные медные месторождения страны — Октябрьское и Талнахское (Норильский район) входят в число крупнейших и наиболее богатых меднорудных объектов мира. Месторождения медно-порфиринового типа, являющиеся основным источником меди в мире, в России только начинают разрабатываться.

В России основные перспективы поддержания и наращивания добычи меди связаны с освоением гигантского Удоканского месторождения медистых песчаников в Забайкальском крае, которое содержит более 22 % запасов меди страны. Освоение медно-порфириновых объектов также скажется на объемах производства меди в стране. На одном из них, крупном месторождении Песчанка в Чукотском АО, продолжается разведка, а медно-порфириновое месторождение Михеевское на Урале введено в эксплуатацию.

Мировой лидер в добыче бокситов — Австралия обладает крупнейшими ресурсами и запасами полигенных бокситов высокого качества. Благоприятный инвестиционный климат позволяет добывать сырье как австралийским, так и зарубежным компаниям. Бокситы перерабатываются в глинозем на крупных австралийских заводах и частично экспортируются. Индонезия, Бразилия, Гвинея, Индия имеют значительные

запасы латеритных бокситов, по качеству зачастую превосходящих австралийские. Индонезия за последние пять лет увеличила производство бокситов в 2,5 раза, с 17 млн тонн в 2008 году до 42 млн тонн в 2012 году, и стала крупнейшим мировым экспортером бокситов, поставляя их главным образом в Китай. Однако с января 2014 года вступает в силу запрет на экспорт из Индонезии необогащенной руды, в связи с чем ожидается резкое сокращение добычи, так как в стране действует лишь один небольшой завод по производству глинозема. Правительство Индонезии поощряет строительство новых глиноземных заводов, и многие компании готовы финансировать их сооружение. Наиболее заинтересованы в индонезийском сырье китайские производители. В связи с запретом на экспорт индонезийских бокситов, в Австралии ожидается бокситовый бум, чему способствует интенсификация геологоразведочных работ на бокситы в последние 3-4 года.

Гвинея, имея практически такие же выявленные ресурсы, как и Австралия, добывает вчетверо меньше бокситов, что объясняется политической нестабильностью в стране. Индия, сырьевая база которой сопоставима с индонезийской, добывает втрое меньше бокситов, чем Индонезия. Это связано с сопротивлением, которое оказывает созданию горных производств местное население, протестующее против нарушения среды своего обитания. Ямайка обладает крупными ресурсами высококачественных бокситов, однако начиная с 2009 года ее добыча сократилась на треть, с 14,6 млн тонн в 2008 году до 9,3 млн тонн в 2012 году, в связи с высокой стоимостью мазутного топлива. Компания ОК «Русал», которой принадлежат три ямайских глиноземных завода, начинает их модернизацию, нацеленную на перевод производства на сжиженный природный газ.

В Китае имеются значительные ресурсы осадочных бокситов низкого качества, требующих обогащения для переработки в глинозем. Тем не менее, страна занимает второе место в мире по добыче бокситов, так как имеет крупнейшую в мире глиноземную промышленность, остро нуждающуюся в сырье.

Россия располагает крупными запасами бокситов, но лишь треть из них вовлечена в освоение и разработку из-за низкого качества и глубокого залегания руд. Для производства алюминия используются также нефелиновые руды, их переработка в глинозем осуществляется методом спекания и требует более высоких энергетических затрат, чем переработка бокситов.

В Канаде компанией Orbite Aluminae начата разработка еще одного вида нетрадиционного алюминиевого сырья – высокоглиноземистых глин месторождения Гранд-Валле (Grande Vallee) в провинции Квебек, содержащих 23-26 % Al_2O_3 . Компанией разработан и запатентован новый кислотный процесс получения глинозема (Orbite-processus), с помощью которого из сырья будут также извлекаться редкие и редкоземельные элементы. Пока из глин получают глинозем химического сорта, но уже

готовится проект завода по производству металлургического глинозема. В Китае в 2012 году начато промышленное производство глинозема из угольной золы; еще пять аналогичных глиноземных заводов находится в стадии проектирования и строительства.

В Австралии широким распространением пользуются гематит-гетитовые руды со средним содержанием железа 60-65 %. На некоторых участках, сложенных только гематитом, оно достигает 70 %. В Бразилии, в пределах «Железорудного четырехугольника», распространены обогащенные в зоне гипергенеза гематит-мартитовые (63-69 % железа) руды. Огромными запасами железных руд располагает также Китай. Руды китайских месторождений в основном бедные — они содержат в среднем 33 % железа и отличаются повышенными концентрациями вредных примесей — фосфора и алюминия.

В недрах России сосредоточено около 20 % мировых запасов железных руд. Российская железа сходна с китайской — руды значительной части запасов низкокачественные (от 16 % до 40 % железа). Доля высококачественных, не требующих обогащения руд с содержанием железа более 58 % составляет всего 12,4 %.

Производство товарных железных руд осуществляется более чем в 40 странах мира. Ведущими продуцентами железорудного сырья являются пять из них — Австралия, Бразилия, Китай, Индия и Россия. Их доля в мировом выпуске товарной железорудной продукции в 2012 году превысила 77 %. При этом на Австралию и Бразилию приходится почти половина (48 %) мирового производства товарных железных руд. По объемам добычи сырой железной руды безусловным лидером является Китай, но из-за низкого качества сырья объем производства товарных руд в Китае существенно ниже, чем в Австралии и Бразилии. Россия значительно уступает перечисленным странам, а также Индии по выпуску товарных железных руд, занимая в мире пятую позицию. Главным ограничивающим фактором является в целом невысокое качество российских руд.

Благоприятная конъюнктура рынка железорудного сырья, сложившаяся в последнее десятилетие, определила быстрый рост его производства, стимулировала наращивание мощностей действующих рудников и вовлечение в освоение новых месторождений. Работы по расширению железорудной базы ведутся во многих регионах мира, но в основном сосредоточены в Австралии, Бразилии и Канаде, где в совокупности готовится к освоению около 90 месторождений. Локомотивом развития рынка железорудного сырья является Китай, но в 2012-2013 гг. китайский спрос на руду замедлился, что повлекло за собой падение ее цены к концу 2013 года до 120-130 долларов за тонну против 170 долларов за тонну в 2011 году. В среднесрочном плане прогнозируемый спрос на руду со стороны Китая будет недостаточным для того, чтобы стимулировать значительный рост мировой добычи. А широкий размах работ по освоению новых месторождений закладывает фундамент для будущего перепроизводства сырья и невысоких цен на него.

В России запасов железной руды на разрабатываемых месторождениях более чем достаточно, чтобы поддерживать современный уровень добычи в течение длительного времени. Имеется потенциал и для развития отрасли. Основной рост производства возможен в железорудном бассейне КМА, где на Яковлевском и Приоскольском месторождениях ведется строительство рудников. Ряд крупных проектов реализуется в Забайкалье и на Дальнем Востоке, где в малоосвоенных регионах имеются месторождения железных руд неплохого качества (Гаринское, Сутарское, Тарыннахское, Таежное, Горкитское и др.). Однако из-за неблагоприятной конъюнктуры мирового рынка Россия вынуждена сокращать экспорт товарной руды. Не исключено, что освоение месторождений в восточных регионах страны будет заморожено на неопределенное время, тем более что этим регионам трудно конкурировать на мировых рынках с Австралией и Бразилией, которые могут в недалеком будущем в полтора раза нарастить производство высоко-качественной железорудной продукции.

В Китае и США источниками молибдена выступают как комплексные с попутным молибденом, так и собственно молибденовые руды. В остальных странах-лидерах весь молибден извлекается из руд молибден-медно-порфировых месторождений, в которых он присутствует в качестве попутного компонента. В связи с этим затраты на его извлечение оказываются много ниже, чем на собственно молибденовых объектах, поскольку практически полностью «списываются» на производство основного компонента (главным образом меди).

Российская сырьевая база молибдена велика. По объему горного производства Россия также заметно отстает от лидеров, разрабатывая только собственно молибденовые месторождения сравнительно небольшими рудниками.

За последние годы произошло заметное снижение мировых цен на молибден - с 37 тыс. долларов за тонну в апреле 2011 года до 21 тыс. долларов за тонну в конце 2013 года. Результатом этого стало снижение рентабельности как действующих, так и проектируемых молибденовых предприятий в мире. В России это привело к остановке одного из двух ГОКов - Жирекенского и переносу сроков ввода в эксплуатацию Бугдаинского месторождения.

В перспективе можно ожидать, что доля попутного молибдена в мировом горном производстве останется высокой. Российская отрасль, базирующаяся пока только на собственно молибденовых месторождениях, оказывается весьма чувствительной к динамике цен на него.

Основной объем свинцовых руд в мире получают на месторождениях среднего и мелкого масштаба. Крупных рудников, годовая добыча свинца на которых составляет 100 и более тысяч тонн (Каннингтон и Маунт-Айза в Австралии, Ред-Дог в США, Горевское в России), в мире немного.

В России более трех четвертей свинца добывается на единственном в стране месторождении, по качеству руд сравнимом с зарубежными аналогами,

- Горевском в Красноярском крае. Однако большая часть его запасов находится под руслом р. Ангара, и возможность их освоения связана со сложными инженерными и технологическими проблемами. В ближайшие годы в России при условии стабильной работы Горевского рудника и успешного ввода в эксплуатацию новых небольших предприятий добыча свинца может существенно увеличиться и достигнуть 200-300 тыс. тонн в год.

Относительно небольшая внутренняя потребность России в свинце полностью удовлетворяется его производством из вторичного сырья, накопленных запасов которого хватит надолго. Кроме того, в России нет металлургических предприятий по переработке свинцовых концентратов, в связи с чем их производство в ближайшие годы будет целиком ориентировано на экспорт. При сохранении цен на металл в пределах 2-2,5 тысяч долларов за тонну спрос на концентраты в ближайшие годы сохранится.

Россия открывает вторую десятку стран, обеспечивая около 3 % добычи и производства рафинированного цинка. Это вполне позволяет удовлетворить небольшую внутреннюю потребность в металле, а часть продукции (в разные годы от 10 до 30 %) направляется на экспорт.

За последнее десятилетие добыча цинка в мире увеличилась на 40 %, при этом самый значительный ее рост произошел в Азиатском регионе — более чем вдвое. Основную роль здесь сыграл Китай. Также добыча цинка значительно выросла и в других странах — Индия, Казахстан, Монголия, Саудовская Аравия и Турция.

В это десятилетие, за исключением 2012 года, в России также наблюдался рост производства цинка и практически полуторакратное увеличение его добычи. В перспективе, в случае успешной реализации новых проектов - освоение Кызыл-Таштыгского, Корбалихинского месторождений, Россия сможет улучшить свои позиции и войти в первую десятку стран - производителей первичного цинка.

Среднегодовые цены на цинк в 2012-2013 гг. демонстрировали некоторое снижение по сравнению с 2011 годом, что связано с избытком металла на мировом рынке. Однако в конце 2013 года, по предварительным итогам, избыток сменился дефицитом, оцениваемым в 230 тыс. тонн металлического цинка. Существует вероятность того, что на фоне исчерпания запасов таких крупных месторождений, как Брансуик в Канаде (рудник на нем закрыт в 2013 году), Сенчери в Австралии, Наван и Лишин в Ирландии, дефицит металла на мировом рынке к 2014-2017 гг. может увеличиться до 320 тыс. тонн и более, что может вызвать рост биржевых цен на цинк[18].

1.4 Основная информация о Актогайском месторождения

Актогай - крупный рудник открытого типа на юго-востоке Казахстана, примерно в 250 км от казахстанско-китайской границы. Расположено в

Аягозском районе Восточно-Казахстанской области, в 22 км к востоку от железнодорожной станции Актогай [19]. Месторождение разрабатывается компанией KAZ Minerals PLC и является вторым крупным горнорудным проектом роста Группы. Проект будет включать в себя рудник и обогатительную фабрику. Актогайское рудное тело состоит из месторождения окисленных руд, залегающего над сульфидным месторождением. Последние залежи также содержат молибден в качестве попутного компонента. Срок эксплуатации рудника и обогатительной фабрики на месторождении Актогай составит свыше 50 лет [20-22].

Руды заключаются в штокверковых месторождениях диоритового и гранодиоритового массива и примыкающих к ним вулканогенных отложениях верхнего каменноугольного и ниже-пермского периодов. Руды содержат медь и молибден. Попутные компоненты: сера, свинец, цинк. Глубина штокверковых зон 800 м, длина 2500 м, ширина 50-830 м. Главные минералы: халькопирит, борнит, халькозин. Содержание меди в рудах 0,2-1,6 %, ср. сод. 0,39 %. Руды легко обогатимы [19].

Минеральные ресурсы месторождения оцениваются в размере 121 млн окисленных и 1 597 млн тонн сульфидной руд при среднем содержании меди 0,33 % и 0,37 % соответственно. В качестве попутной продукции на месторождении будет добываться молибден, запасы которого составляют 115 тысяч тонн. Разработка месторождения начался с добычи и переработки окисленной руды, залегающей над сульфидным рудным телом. Окисленная руда перерабатывается на заводе жидкостной экстракции и электролиза (SX/EW) [21-22].

2 Исследование процессов обжига сульфидных металлов в условиях пульсирующего слоя

2.1 Исходные материалы для исследований

Исходным материалом для исследования являлся медно-молибденовый промпродукт коллективной флотации Актогайских руд. Состав промпродукта по результатам анализов приведен в таблицах 1,2.

Рентгенофлуоресцентный анализ концентрата проведен в Центре наук о земле ИМиО на приборе PANalytical

Quantification of sample S_251-19_pr_1x/d

R.M.S.:	0.011
Result status:	
Sum:	87.1%
Sample type:	Pressed powder
Correction applied for medium:	No
Correction applied for film:	No
Results database:	omnian 37 mm
Results database in:	c:\panalytical\superq\userdata

Таблица 1 - Результаты рентгенофлуоресцентного анализа

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
O	18,772	Ti	0,201
Na	0,762	Fe	20,814
Mg	0,486	Co	0,043
Al	2,975	Cu	16,693
Si	7,835	Se	0,01
P	0,036	Rb	0,004
S	17,011	Sr	0,012
Cl	0,017	Zr	0,005
K	0,634	Mo	0,178
Ca	0,563	Pb	0,011

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа на СПАРК-1 декабрь 2019 г.

Таблица 2 - Результаты рентгенофлюоресцентного анализа на СПАРК-1 промпродукта Актогай 10.12.2019, U =25 kV, t=40 sek, катод Cu

Содержание, %	Fe	Cu	Zn	Pb
Проба -1	18,18	12,45	0,21	0,98
Проба -2	19,9	11,22	0,22	1,03

Данные анализов имеют различия по содержанию меди и свинца. Для текущего контроля составов продуктов обжига и выщелачивания приняты результаты экспресс-анализа на приборе СПАРК-1.

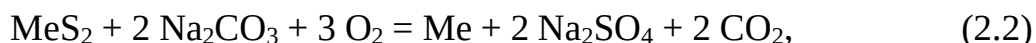
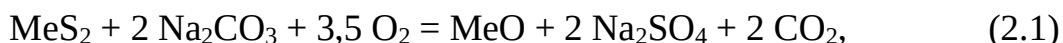
В качестве основного реагента использована кальцинированная сода по ГОСТ 83-79 марки (ч).

Воздух для обжига по данным газоанализатора содержит 19,5 % кислорода.

Для выщелачивания огарка и промывки кека использована дистиллированная вода.

2.2 Методика исследований

Для переработки сульфидных концентратов и промпродуктов возможно использование регенерируемого технологического реагента - кальцинированной соды Na_2CO_3 . Из термодинамического анализа реакций по программе HSC Chemistry [1] выявлено, что наиболее благоприятны схемы с образованием оксидов и металлов со связыванием серы в сульфат натрия и выделением диоксида углерода:



2.2.1 Подготовка шихты для обжига

Исходный сульфидный промпродукт смешивался с кальцинированной содой в заданном соотношении и гранулировался на лабораторном чашевом грануляторе с диаметром тарели 0,45 м. при скорости $n = 60$ об/мин и наклоне $\alpha = 45^\circ$.

Готовые гранулы подсушивались на воздухе и в сушильной печи при температуре 110 °С. Гранулы шихты разделялись на классы со средним диаметром: 2,5; 4,5; 8,5; 12 мм.

Расход кальцинированной соды на процесс определяется содержанием серы и по стехиометрии для реакции образования сульфата Na_2SO_4 :

$$\begin{array}{l} 32 \text{ кг S} - 106 \text{ кг Na}_2\text{CO}_3 \\ 1 \text{ кг S} - x \end{array} \quad x = 3,3125 \text{ кг,}$$

Принимая, что сера в сульфидных полиметаллических концентратах полностью связана в высшие и низшие сульфиды, расход соды на 100 кг концентрата можно рассчитать по весовому содержанию серы:

$$Q_{\text{Na}_2\text{CO}_3} = 3,3125 * S \text{ кг.}$$

Расчет шихты для технологических опытов проведен на 1200 грамм концентрата.

$$\text{Расход соды } Q_{\text{Na}_2\text{CO}_3} = 3,3125 * 25 * 1200 / 100 = 994 \text{ г} = 1000 \text{ г.}$$

Определен весовой состав гранул, % :

- Актогайский промпродукт = $1200 / 2200 * 100 = 54,6 \%$
- Кальцинированная сода $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 45,4 \%$

Проведен контрольный анализ концентрата (промпродукт) и гранул шихта. Результаты анализов приведен в таблице 3.

Таблица 3 - Состав концентрата Актогая, гранул с содой

Наименование		Pb	Zn	Cu	Fe	S
Промытый концентрат Актогая	%	0,98	0,2	8,33	17,85	25
Гранулы к-та с содой (расчет)	%	0,55	0,112	4,55	9,75	13,65

2.2.2 Расчет расхода воздуха для обжига концентрата

Воздух для реакций образования сульфата натрия и оксидов металлов при обжиге сульфидной шихты в смеси с кальцинированной содой подается с помощью микро компрессоров. Расход воздуха регулируется вентилями и измеряется ротаметрами откалиброванными по пенному расходомеру.

При использовании воздуха расход составит:

$$V_{\text{возд}} = Q_{\text{O}_2} / (0,23 * d) = (2,0 * S) / (0,23 * d) = 6,74 * S, \text{ м}^3,$$

$$V_{\text{возд}} = 6,74 * S = 6,74 * 25 = 168,5 \text{ литров на 100 г концентрата.}$$

2.3 Проведение обжига в реакторе виброкипящего слоя

Установка обжига в пульсирующем слое собрана на основе модуля с 2-я печами от дериватографа Q-1000. Использование двух печей на поворотной консоли позволяет провести 2-3 опыта в день. Электропитание печей регулируется тиристорным блоком. Фотографии установки и реакционного тигля приведены на рисунках 1, 2.

Тигель с шихтой из смеси сульфида и соды закреплен к электромагнитному вибратору через шток-трубку подающую дутье. Навеска материала в тигле составляет 10-15 г. Вес тигля с металлической трубкой, крепежными гайками и конусным керамическим распылителем составлял 61 г. Тигель с навесками материала накрывался перевернутым алуновым тиглем диаметром 70 мм и высотой 134 мм. Объем отбора газов из реактора для анализа, через трубку в донной части реактора, составлял 1-2 литра в час, а объем дутья подаваемого в реактор составлял от 17 до 34 л/час, избыточные газы удалялись из реактора через не плотности между используемым тиглем (крышка) и днищем.

Воздушное дутье в тигель подается микро компрессором через шток-трубку, закрепленную на пластинах вибратора, а регулирование расхода воздуха ротаметрами с вентилями. Ротаметры откалиброваны по пенному расходомеру.

Питание вибратора осуществляется лабораторным автотрансформатором ЛАТР, что позволяет изменяя напряжение варьировать мощность на вибраторе и амплитуду пульсаций в рабочей зоне. При сопротивлении обмотки вибратора 111 ом пульсации возникают при напряжении 20 вольт. При мощности на вибраторе от 5 до 40 Вт амплитуда вибраций рабочего органа в вертикальной плоскости изменяется от 0,1 до 1,0 мм.



Рисунок 1 - Установка обжига ВПС



Рисунок 2 - Тигель с навеской материала

При мощности на вибраторе 25-30 Вт и амплитуде вибраций 0,1-0,3 мм, слой мелкодисперсной шихты массой 10-15 грамм переходит в интенсивное подвижное состояние обеспечивающее перемешивание всего объема. При этом дутье поступает в слой шихты через керамический распылитель конусообразной формы, установленной в центре на дне тигля.

Анализ отходящих из реактора газов на CO_2 выполнен на хроматографе «Газохром-1», а контрольный анализ на CO_2 , CO , O_2 , SO_2 на газоанализаторе МАГ-6-Т.

Результаты опытов при непрерывном нагреве от 340 до 750 °С со скоростью 10 град/мин и выдержке при 750 °С в течении 80 минут при расходе воздуха 30 литров/час, для навески Актогайского промпродукта 10 г и 50 % расходе соды (от теоретического) равном 5,64 г, приведены в таблице 4.

Таблица 4 - Состав отходящих газов реактора виброкипящего слоя при обжиге Актогайского промпродукта с 50 % расходом соды

t_1 , мин	T, °C	CO_2 , %	O_2 , %	CO мг/м3	SO_2 , мг/м3	$V(\text{CO}_2)$, л	D, %
0	340	0,06	17,5	42	0	0	0
2	360	0,15	18,7	28	0	0,001	0,04
4	380	0,23	18,6	35	0	0,003	0,11
6	400	0,29	18,1	38	0	0,006	0,21
8	420	0,95	17,2	40	0	0,01	0,35
10	440	2,24	14,2	37	0	0,015	0,52
12	460	6,55	5,2	37	0	0,03	1,05
14	480	10	2,2	31	0	0,071	2,47
16	500	9,8	1,3	40	0	0,151	5,26
18	520	9,29	1,6	45	0	0,25	8,71
20	540	8,8	1,9	55	0	0,345	12,02

Продолжение таблицы 4

t ₁ , мин	T, °C	CO ₂ , %	O ₂ , %	CO мг/м ³	SO ₂ , мг/м ³	V(CO ₂), л	D, %
22	560	8,26	3,5	55	0	0,436	15,19
24	580	7,77	5,5	50	0	0,521	18,15
26	600	7,31	5,5	47	0	0,6	20,91
28	620	6,63	5,2	48	0	0,676	23,55
30	640	6,02	4,3	41	0	0,745	25,96
32	660	5,65	4,2	44	0	0,808	28,15
34	680	5,71	4,9	48	0	0,867	30,21
36	700	5,41	4,3	57	0	0,924	32,20
38	720	5,3	4,4	74	0	0,98	34,15
40	740	5,41	3,9	98	3,1	1,036	36,10
42	750	5,62	3,7	125	3,1	1,092	38,05
44	750	5,54	3,6	139	3,6	1,148	40
46	750	4,67	3,8	179	4,1	1,204	41,95
48	750	4,25	3,9	181	3,8	1,253	43,66
50	750	3,94	4,2	157	3	1,297	45,19
52	750	3,55	5,4	122	2,1	1,338	46,62
54	750	3,46	6,7	109	1,7	1,377	47,98
56	750	3,32	9,1	94	1,2	1,413	49,23
58	750	3,2	9,8	80	0,6	1,447	50,42
60	750	2,97	9,9	74	0,4	1,48	51,57
62	750	2,84	11,2	63	0,2	1,511	52,65
64	750	2,62	8,5	59	0,3	1,541	53,69
66	750	2,38	7	51	0,7	1,569	54,67
68	750	2	6,3	48	1	1,594	55,54
70	750	1,93	6,4	64	1	1,615	56,27
72	750	2,1	6,9	64	0,8	1,635	56,97
74	750	1,66	6,1	55	0,7	1,655	57,67
76	750	1,48	6,9	45	0,1	1,675	58,36
78	750	1,14	8,6	29	0	1,693	58,99
80	750	1,02	10,5	23	0	1,709	59,55
82	750	0,96	8,8	24	0	1,724	60,07
84	750	0,85	9	22	0	1,736	60,49
86	750	0,79	10,2	20	0	1,746	60,84
88	750	0,78	9,2	22	0	1,755	61,15
90	750	0,77	9,5	23	0	1,764	61,46
92	750	0,68	9,6	24	0	1,772	61,74
94	750	0,56	10,2	27	0	1,78	62,02
96	750	0,45	11,1	33	0	1,786	62,23
98	750	0,39	12	31	0	1,791	62,40
100	750	0,45	12,5	25	0	1,796	62,58

Продолжение таблицы 4

t ₁ , мин	T, °C	CO ₂ , %	O ₂ , %	CO мг/м ³	SO ₂ , мг/м ³	V(CO ₂), л	D, %
102	750	0,45	12,3	22	0	1,8	62,72
104	750	0,45	12,5	20	0	1,804	62,86
106	750	0,45	12,9	18	0	1,807	62,96
108	750	0,39	13,3	18	0	1,81	63,07
110	750	0,39	13,7	17	0	1,813	63,17
112	750	0,34	14,1	16	0	1,816	63,28
114	750	0,34	14,7	16	0	1,818	63,35
116	750	0,34	15,4	15	0	1,82	63,42
118	750	0,28	15,7	16	0	1,822	63,48
120	750	0,24	16,2	14	0	1,824	63,55

Изменение содержаний диоксида углерода (CO₂) и остаточного кислорода (O₂) в отходящих газах приведены на рисунке 3.

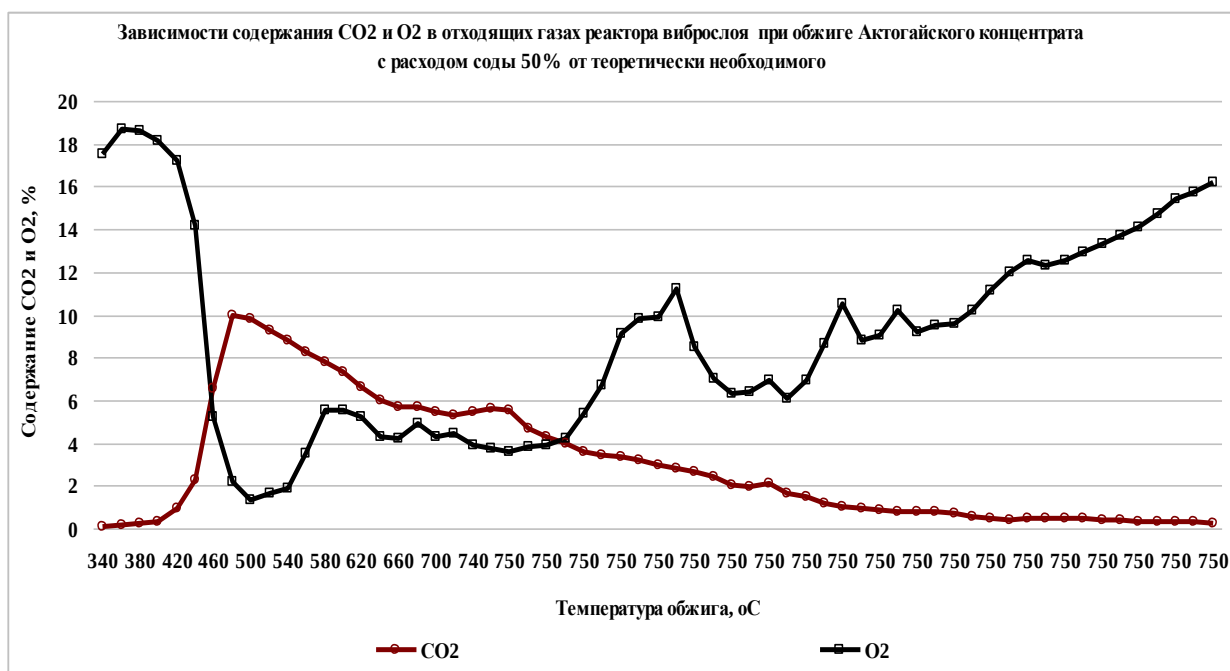


Рисунок 3 - Изменение содержаний диоксида углерода (CO₂) и остаточного кислорода (O₂)

Обжиг сульфидного концентрата в условиях недостатка кальцинированной соды для реакции окисления сульфидов с образованием прочного сульфата натрия, сопровождается образованием заметных количеств оксида углерода, что при практически полном использовании соды приводит к образованию сернистого ангидрида. Изменение содержаний оксида углерода (CO) и сернистого газа (SO₂) в отходящих газах приведены на рисунке 4.

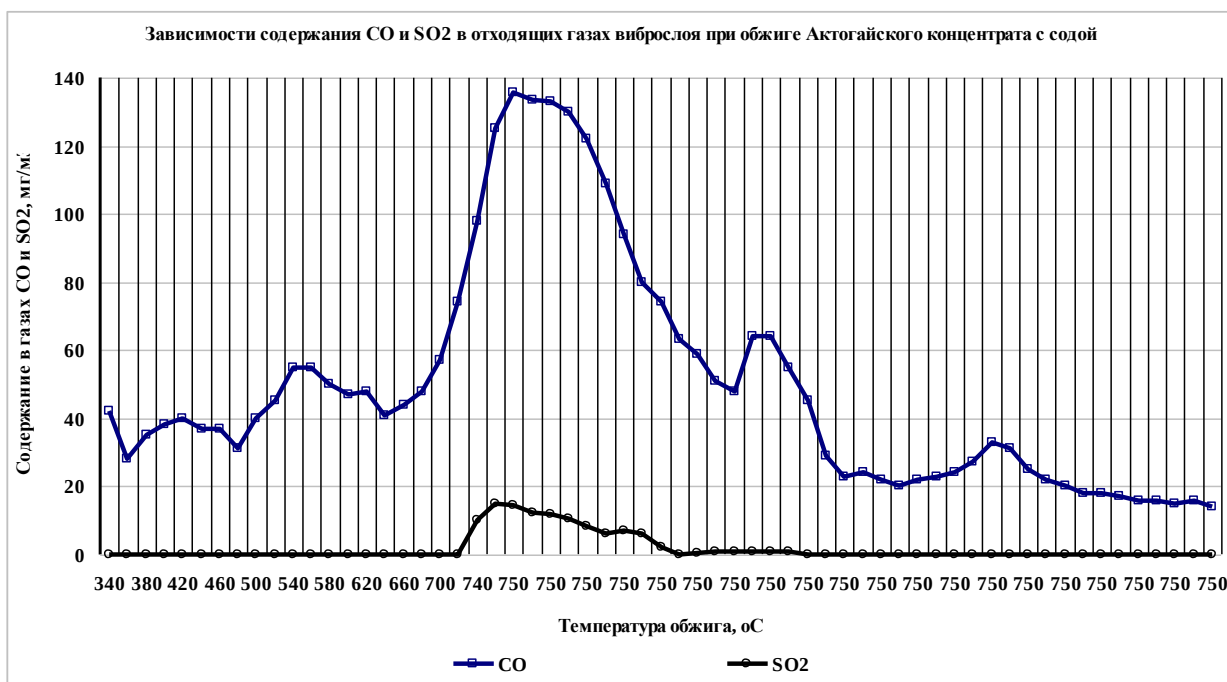
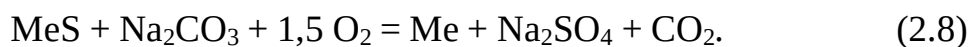
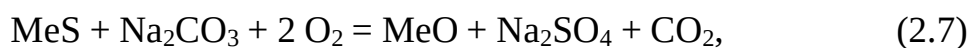
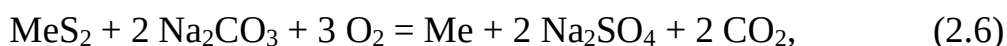


Рисунок 4 - Изменение содержаний оксида углерода (CO) и сернистого газа (SO₂)

Из анализа данных таблицы 1 и рисунков 3,4 видно, что при температурах выше 380 °С увеличивается содержание диоксида углерода в газах и одновременно резко снижается содержание кислорода, что объясняется протеканием реакций образования сульфата натрия:



При значительном снижении в шихте содержания соды (примерно 700 °С и продолжительности обжига более 40 минут) возрастает в газах содержание восстановительного газа CO и появляется некоторое количество сернистого ангидрида SO₂, что приводит в условиях низких температур обжига к образованию сульфатов железа и меди. Факт образования сульфатов в огарке подтверждается содержанием железа и меди в растворах водного выщелачивания огарка полученного при обжиге шихты с недостатком соды. Растворы в зависимости от температуры и продолжительности обжига имеют цвет от светло-голубого до ярко-зеленого, а растворы выщелачивания огарков полученных при обжиге сульфидных концентратов с достаточным

количеством соды бесцветные и содержат Na_2SO_4 и небольшое количество непрореагировавшей соды Na_2CO_3 .

Результаты опытов при непрерывном нагреве от 340 до 750 °С со скоростью 10 град/мин и выдержке при 750 °С в течении 80 минут при расходе воздуха 29,5 литров/час, для навески Актогайского промпродукта 10 г и 100 % расходе соды равном 11,2 г, приведены в таблице 5.

Таблица 5 - Состав отходящих газов реактора виброкипящего слоя при обжиге Актогайского промпродукта с 100 % расходом соды

t_1 , мин	T, °С	CO_2 , %	O_2 , %	CO мг/м3	SO_2 , мг/м3	$V(\text{CO}_2)$, л	D, %
0	340	0,16	19,2	5	0	0	0
2	360	0,35	18,7	7	0	0,005	0,09
4	380	0,52	18,6	9	0	0,013	0,22
6	400	1,6	18,1	10	0	0,022	0,39
8	420	4,5	17,2	14	0	0,037	0,65
10	440	9,6	14,2	16	0	0,069	1,21
12	460	17,8	5,2	18	0	0,138	2,42
14	480	29,7	2,2	14	0	0,263	4,62
16	500	40,3	1,3	14	0	0,487	8,54
18	520	41,6	0,5	10	0	0,831	14,58
20	540	41,4	0,3	10	0	1,227	21,52
22	560	40,38	0,6	10	0	1,625	28,51
24	580	39,2	-0,1	10	0	2,021	35,45
26	600	37,5	0,7	10	0	2,409	42,27
28	620	34,3	0,1	10	0	2,785	48,87
30	640	30,1	0,6	8	0	3,149	55,25
32	660	27	0,2	8	0	3,432	60,21
34	680	22,8	0,3	8	0	3,673	64,43
36	700	19,1	0,7	9	0	3,906	68,53
38	720	14,9	1,3	9	0	4,108	72,07
40	740	12,2	1,4	9	0	4,278	75,04
42	750	10,4	1,8	9	0	4,410	77,37
44	750	9,1	2	9	0	4,516	79,23
46	750	8,91	2,3	5	0	4,612	80,91
48	750	8,34	2,3	5	0	4,708	82,59
50	750	7,83	2,9	5	0	4,799	84,19
52	750	7,32	3,8	5	0	4,885	85,70
54	750	6,58	4,2	5	0	4,966	87,12
56	750	6,43	4,7	5	0	5,032	88,29
58	750	6,28	5,3	5	0	5,091	89,32
60	750	6,1	5,7	5	0	5,145	90,27

Продолжение таблицы 5

t ₁ , мин	T, °C	CO ₂ , %	O ₂ , %	CO мг/м ³	SO ₂ , мг/м ³	V(CO ₂), л	D, %
62	750	5,74	6,4	5	0	5,195	91,13
64	750	5,29	7,1	3	0	5,239	91,91
66	750	4,71	7	3	0	5,281	92,64
68	750	4,11	6,3	3	0	5,325	93,42
70	750	3,82	6,4	3	0	5,364	94,11
72	750	3,44	6,9	3	0	5,403	94,80
74	750	3,29	6,1	3	0	5,443	95,49
76	750	3,05	6,9	3	0	5,477	96,09
78	750	2,26	7,3	3	0	5,507	96,61
80	750	2,04	8,3	0	0	5,526	96,95
82	750	1,88	8,8	0	0	5,546	97,30
84	750	1,65	9	0	0	5,561	97,56
86	750	1,46	9,6	0	0	5,573	97,77
88	750	1,42	9,2	0	0	5,585	97,99
90	750	1,41	9,5	0	0	5,595	98,16
92	750	1,31	9,6	0	0	5,605	98,33
94	750	1,28	10,2	0	0	5,612	98,46
96	750	1,1	11,1	0	0	5,620	98,59
98	750	0,85	12	0	0	5,627	98,72
100	750	0,83	12,5	0	0	5,635	98,85
102	750	0,83	12,3	0	0	5,639	98,94
104	750	0,75	12,5	0	0	5,644	99,02
106	750	0,45	12,9	0	0	5,649	99,11
108	750	0,39	13,3	0	0	5,652	99,15
110	750	0,35	13,7	0	0	5,654	99,20
112	750	0,34	14,1	0	0	5,657	99,24
114	750	0,34	15,5	0	0	5,659	99,28
116	750	0,34	16,1	0	0	5,662	99,33
118	750	0,28	16,8	0	0	5,664	99,37
120	750	0,24	17,7	0	0	5,667	99,41

В условиях обжига с достаточным количеством соды в отходящих газах практически нет оксида углерода и диоксида серы, что свидетельствует о связывании всей серы концентрата в прочный водорастворимый сульфат натрия и раствор водного выщелачивания огарка не содержит меди, цинка и железа.

Зависимости степени десульфуризации концентрата от продолжительности и температуры при обжиге шихты в условиях виброкипящего слоя для 50 % и 100 % расхода соды приведены на рисунке 5.

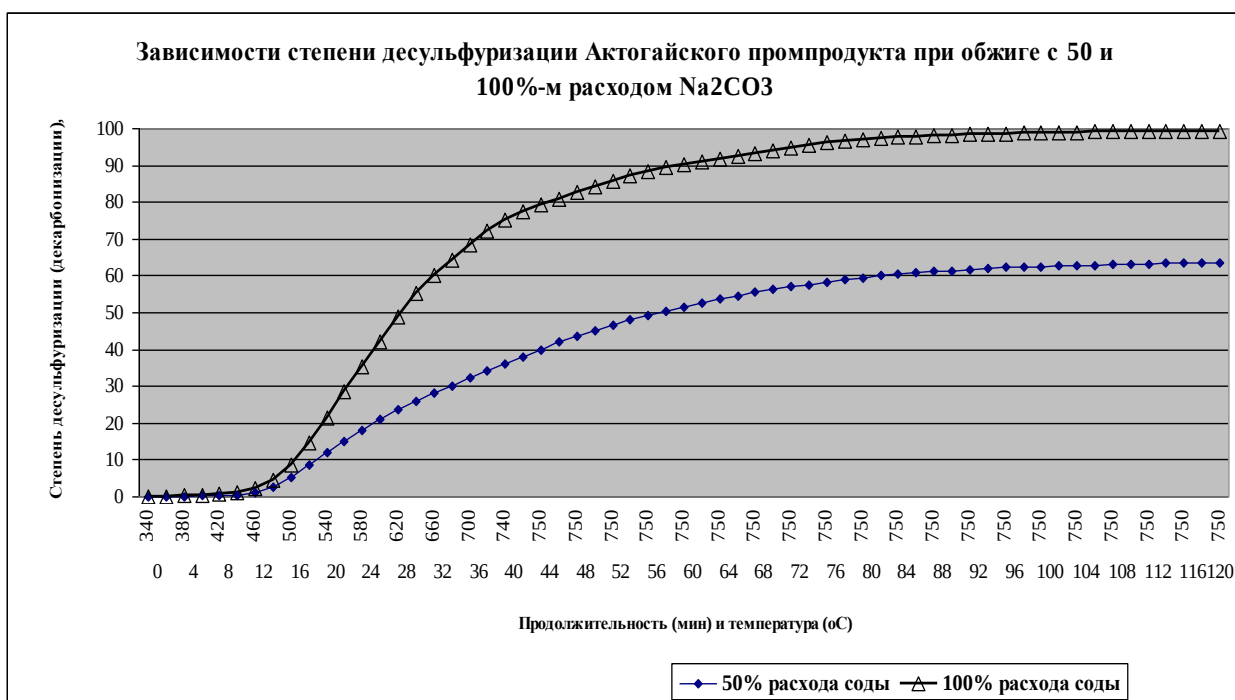


Рисунок 5 - Расход соды

Из данных рисунка 5 следует, что при нагреве шихты с содой в интервале температур 340-750 °С степень десульфуризации при одинаковом расходе воздуха определяется расходом соды. Недостаток соды снижает степень десульфуризации. Повышение температур выше 700 °С сопровождается спеканием шихты.

2.4 Проведение обжига в реакторе фильтрующего слоя

2.4.1 Методика проведения опытов и обработки данных опытов с применением вероятностно-детерминированного планирования экспериментов (ВДПЭ)

На данном этапе исследований в каждом опыте определялась масса используемого алундового тигля, масса загружаемых гранул. Гранулы шихты были приготовлены смешиванием Актогайского промпродукта с содой, и последующей грануляции на лабораторном тарельчатом грануляторе (рис. 6).

При окатывании на чаше отдельные окатыши поднимаются вместе с вращающейся тарелью на некоторую высоту, а затем скатываются по поверхности слоя свежего материала под углом естественного откоса. Чем крупнее окатыши, тем на меньшее расстояние они поднимаются и тем быстрее скатываются и пересыпаются через борт тарели по мере поступления новых порций исходной шихты. Таким образом, наиболее крупные гранулы циркулируют по небольшой траектории, а наиболее мелкие – по всей площади

тарели, многократно соприкасаясь со свежим материалом. В результате этого получается более равномерные окатыши.



Рисунок 6 - Лабораторный тарельчатый гранулятор



Рисунок 7 – Гранулы

Готовые гранулы после естественной сушки (рисунок 7,9) в течение 24 часов, разделяли по классам крупности с применением ситового анализа. В каждом опыте использовались гранулы определенного класса крупности. После ситового анализа (рисунок 10) разделили гранулы на 5 классов. Классы делили на самый крупный +10 мм и 8-10мм, средний класс 5-8 мм, 3-5 мм и самый маленький класс 0-2 мм. Для этого использовался лабораторная сита ручного типа. Фото лабораторной ситы приведено на рисунке 8.



Рисунок 8 - Лабораторные сита



Рисунок 9 – Гранулы во время сушки

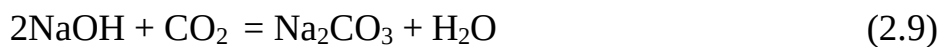


Рисунок 10 – Гранулы после ситового анализа

Основным головным процессом, в сульфид-сода-сульфатной технологии, является низкотемпературный обжиг шихты, при котором сера сульфидов должна быть связана в растворимый сульфат натрия и отделена при выщелачивании от цветных металлов и других компонентов, которые остаются в кеке. Кек может быть в дальнейшем переработан по известным технологиям с извлечением ценных компонентов в товарные продукты.

Используемая кальцинированная сода (Na_2CO_3) может быть регенерирована из получаемого водного раствора сульфата натрия (Na_2SO_4) с применением методов электродиализа растворов в ваннах с катионообменными мембранами с получением растворов щелочи (NaOH) и серной кислоты (H_2SO_4).

Из раствора щелочи (NaOH) может быть регенерирована сода (Na_2CO_3) методом карбонизации отходящими газами реактора обжига по реакции:



С целью выявления влияния основных факторов (температуры, продолжительности обжига, расхода воздуха и крупности гранул) на степень десульфуризации за счет связывания серы сульфидов в сульфат натрия при 50 % расходе соды от стехиометрически необходимого был использован вероятностно-детерминированный метод планирования экспериментов разработанный казахстанским ученым-металлургом В.П.Малышевым.

По методу латинских квадратов с учетом влияющих факторов (X_1 – температура, °С; X_2 - продолжительность обжига, минут; X_3 - расход воздуха, литров/час; X_4 - крупность гранул) был составлен следующий план экспериментов, который указанное в таблице 6.

Таблица 6 - План ВДПЭ по обжигу гранул Актогайского промпродукта

№ опыта	X ₁	X ₂	X ₃	X ₄
1	1	1	1	1
2	1	2	2	2
3	1	3	3	3
4	1	4	4	4
5	1	5	5	5
6	2	1	2	3
7	2	2	3	4
8	2	3	4	5
9	2	4	5	1
10	2	5	1	2
11	3	1	2	3
12	3	2	3	4
13	3	3	4	5
14	3	4	5	1
15	3	5	1	2
16	4	1	2	3
17	4	2	3	4
18	4	3	4	5
19	4	4	5	1
20	4	5	1	2
21	5	1	2	3
22	5	2	3	4
23	5	3	4	5
24	5	4	5	1
25	5	5	1	2

Каждый фактор по данному плану экспериментов, который приведен в таблице 6 изменялся по 5-ти уровням.

Обжиг гранулированной шихты проведен в реакторе фильтрующего слоя с подачей воздуха в донную часть тигля через алундовую трубку и отбором отходящих газов на анализ из под крышки тигля. Фото реактора приведено на рисунке 11.

После обжига в реакторе фильтрующего слоя выделяется газы и образуется обожженный концентрат. Фото обожженного концентрата приведен на рисунке 12.

Газы выделенные при обжиге проходить через газ анализатор (рисунок 13). С помощью газ анализатора анализировался количественный состав смесей газов. Газ анализатор показывает выделение газов SO₂, CO, CO₂ и O₂. Вредные газы удерживались в специальной колбе с дистиллированной водой и в атмосферу выделяется O₂ кислород и немного остальные газы. Удержание вредных газов является экологический чистым продуктом.

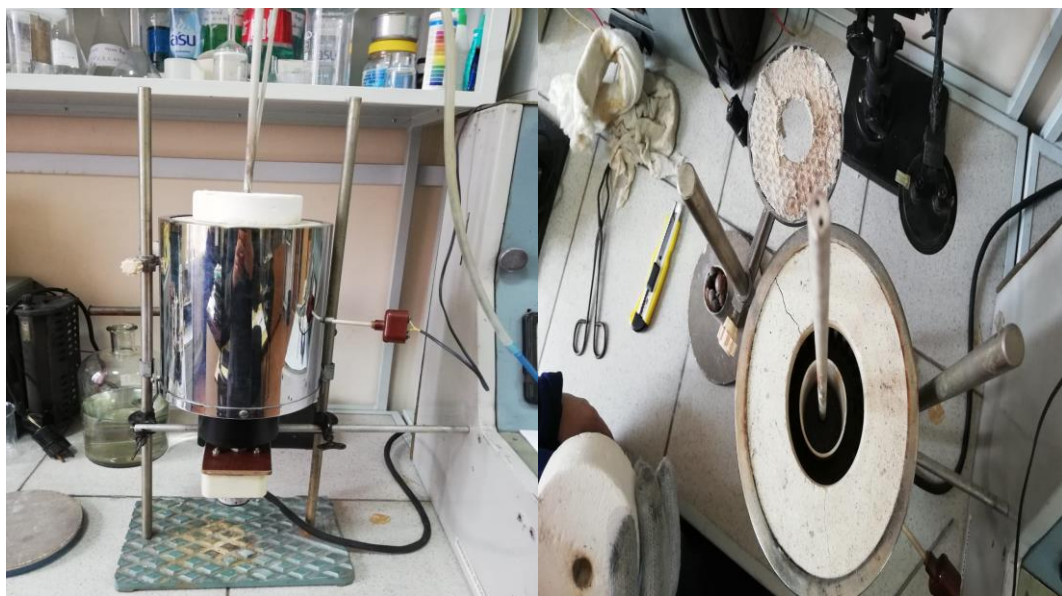


Рисунок 11 - Установка обжига гранул в реакторе фильтрующего слоя



Рисунок 12 – Обожженный концентрат в реакторе фильтрующего слоя



Рисунок 13 – Прибор газоанализатор

Регулирование температуры в печи с нихромовым нагревателем осуществлялось термопарой ПП-1 и потенциометром Ш4501. Температуру в реакционной зоне измеряли дополнительной термопарой и цифровым прибором DT-838. Навеску материалов взвешивали на электронных весах ВЛТ-510-П.

Обжиг проводится в вертикальном шахтном реакторе с учетом факторов влияющих на показатели процесса обжига:

1. Температура 550, 600, 650, 700, 750 °C
2. Продолжительность обжига 30, 45, 60, 75, 90 минут
3. Расход воздуха 115, 130, 145, 160, 175 литров/час
4. Крупность гранул 2-3, 4-5, 6-7, 8-9, 10-11 мм
5. Навеска гранул 50 грамм

Начальная температура нагрева без подачи воздуха составляла 300 °C. После нагрева до 300 °C включалась подача воздушного дутья в донную часть алундового тигля с контролем его расхода на ротаметре и далее нагрев реактора осуществлялся линейно по 50 °C каждые 5 минут до запланированной температуры при которой обжиг продолжался заданное время.

По данным анализа состава отходящих газов рассчитана десульфуризация в каждом опыте и построены зависимости десульфуризации (рис.14). Для сравнения результатов в таблице 7 приведены результаты десульфуризации 2-х параллельных опытов для навесок по 100 г для шихты с расходом соды 25 % (опыты 1ст и 2ст) и результаты опытов по 50 г для шихты с 50 % расходом соды по плану экспериментов.

Таблица 7 - Степень десульфуризации гранул при нагреве в зависимости от продолжительности

T1, мин	T, оС	Опыт 1ст	Опыт 2 ст	Опыт №5	Опыт №10	Опыт №7	Опы т №15	Опы т №20
0	300	0,15	0	0	0	0	0	0
5	350	0,88	0,23	1,1	0,11	0,1	0,17	0,17
10	400	1,47	0,35	6,6	1,1	0,39	1,03	0,43
15	450	3,57	3,64	15,83	6,71	0,78	4,44	1,37
20	500	6,38	10,64	23,74	16,71	3,71	11,28	5,89
25	550	9,88	16,94	28,36	27,59	11,52	19,83	14,42
30	550	12,9	21,14	30,77	36,93	20,11	27,44	22,95
35	550	15,14	22,75	31,65	42,43	25,87	32,31	29,77
40	550	17,07	23,03	32,31	44,73	28,89	34,96	33,18
45	550	18,68	23,1	32,75	45,94	30,84	36,75	34,38
50	550	20,09	23,10	32,97	46,82	32,11	38,29	34,72
55	550	21,34	23,11	33,19	47,37	32,99	39,31	34,89
60	550	21,97	23,12	33,41	47,48	33,58	40,08	34,97
65	550	22,01	23,12	33,63	47,59	33,97	40,77	35,06
70	550	22,01	23,12	33,85	47,70	34,26	41,28	35,14
75	550	22,01	23,12	33,96	47,76	34,46	41,62	35,23
80	550	22,01	23,12	34,03	47,81		41,79	35,32
85	550	22,01	23,12	34,07	47,87		41,88	35,40
90	550	22,01	23,12	34,09	47,92		41,96	35,40
95	550	22,01	23,12	34,12	47,98		41,96	35,40
100	550	22,01	23,12		48,03		41,96	35,40
105	550	22,01	23,12		48,09		41,96	35,40
110	550	22,01	23,12		48,14		41,96	35,40
115	550	22,01	23,12		48,2		41,96	35,40
120			23,12		48,25		41,96	35,40

Зависимости степени десульфуризации гранул для условий нагрева до 550 °С и изменении других факторов по плану эксперимента имеют форму S-образных кривых возрастающих начиная с температуры 450-500 °С. Кривые также показывают, что максимальная десульфуризация при 50 % расходе соды примерно в 2 раза выше, чем при 25 % расходе соды. Степень десульфуризации возрастает существенно при продолжительности обжига до 60-80 минут. Влияние остальных факторов при достаточно высоком расходе воздуха менее значимо.

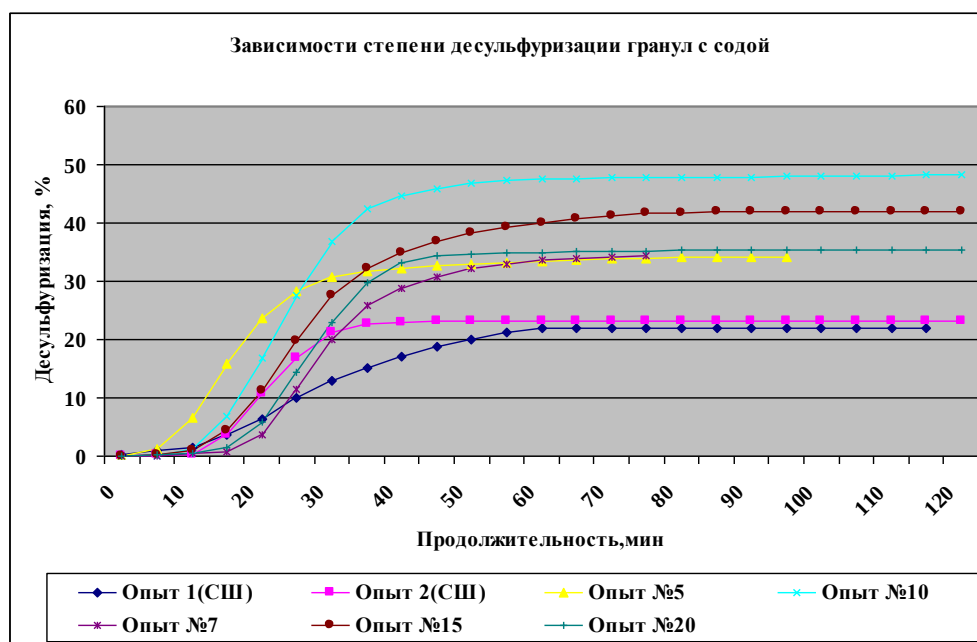


Рисунок 14 - Условия проведения опытов и полученные значения десульфуризации

Условия проведения опытов и полученные значения десульфуризации принятые к обработке по программе приведены в таблице 8.

Таблица 8 - Условия проведения опытов по обжигу и результаты

№ опыта	Температура, °С	Продолжительность обжига, мин	Расход воздуха, литр/час	Крупность гранул, мм	Y(I)эксп, %
1	2	3	4	5	6
1	550,00	30,00	52,10	2,50	14,01
2	550,00	45,00	55,80	4,50	20,92
3	550,00	60,00	59,50	6,50	24,76
4	550,00	75,00	63,20	8,50	24,97
5	550,00	90,00	67,00	10,50	26,75
6	600,00	30,00	55,80	6,50	30,37
7	600,00	45,00	59,50	8,50	31,11
8	600,00	60,00	63,20	10,50	35,30
9	600,00	75,00	67,00	2,50	41,98
10	600,00	90,00	52,10	4,50	40,82
11	650,00	30,00	55,80	6,50	34,20
12	650,00	45,00	59,50	8,50	38,85
13	650,00	60,00	63,20	10,50	40,24
14	650,00	75,00	67,00	2,50	43,19
15	650,00	90,00	52,10	4,50	41,28

Продолжение таблицы 8

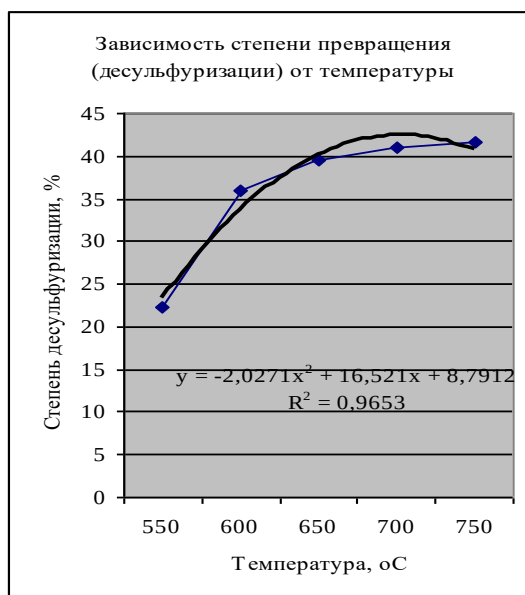
1	2	3	4	5	6
16	700,00	30,00	55,80	6,50	39,65
17	700,00	45,00	59,50	8,50	43,34
18	700,00	60,00	63,20	10,50	43,31
19	700,00	75,00	67,00	2,50	38,69
20	700,00	90,00	52,10	4,50	39,97
21	750,00	30,00	55,80	6,50	43,93
22	750,00	45,00	59,50	8,50	41,53
23	750,00	60,00	63,20	10,50	39,52
24	750,00	75,00	67,00	2,50	43,99
25	750,00	90,00	52,10	4,50	38,70

Обработка экспериментальных данных позволила получить частные зависимости влияния факторов и уравнения Протодьяконова на степень десульфуризации, приведенное в таблице 9.

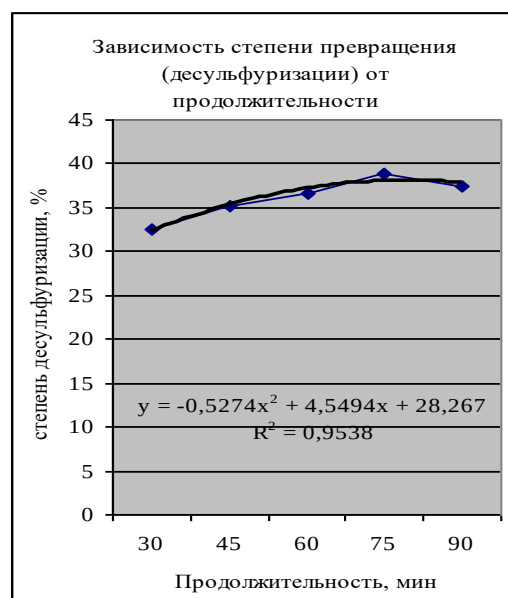
Таблица 9 - Результаты по планированию экспериментов вероятностно-детерминированным методом

№	Факторы	Частные зависимости влияния факторов	Дисперсии коэффициентов	Коэффициент корреляции
1	Температура, °C	$Y_1 = 20,599 + 0,087 \cdot X_1$	DA=2,184 DB=0,002	TRE=4,056
2	Продолжительность, мин	$Y_2 = 30,632 + 0,09 \cdot X_2$	DA=0,541 DB=0,006	TRE=5,944
3	Расход воздуха, л/час	$Y_3 = 18,774 + 0,29 \cdot X_3$	DA=0,477 DB=0,006	TRE=5,146
4	Крупность гранул,	$Y_4 = 36,05$	данные описываются средней	TRE=0,0
5	Уравнение Протодьяконова	$Y_{pr} = 0,001 \cdot Y_1 \cdot Y_2 \cdot Y_3$		R=0,771
6	Уравнение Протодьяконова в экспоненциальной форме	$Y_{exp} = \exp(-0,986 \cdot Y_{pr}^{0,033})$		RE=0,285, TRE=1,396

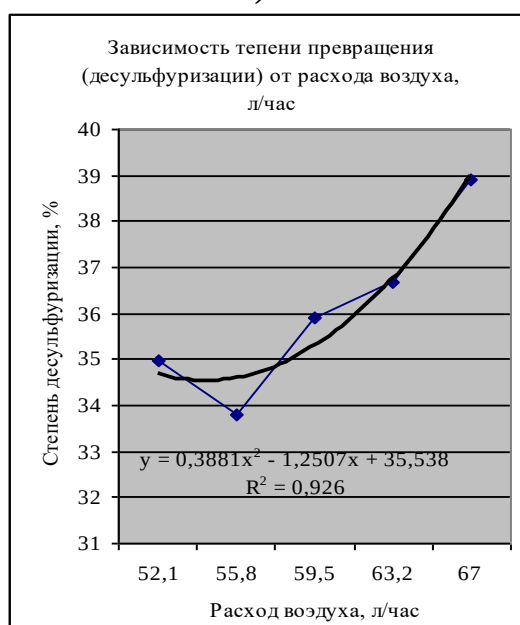
Частные зависимости влияния факторов в виде полиномов 2-й степени, также получены обработкой данных в Excel методом построения графиков приведенных на рисунке 15.



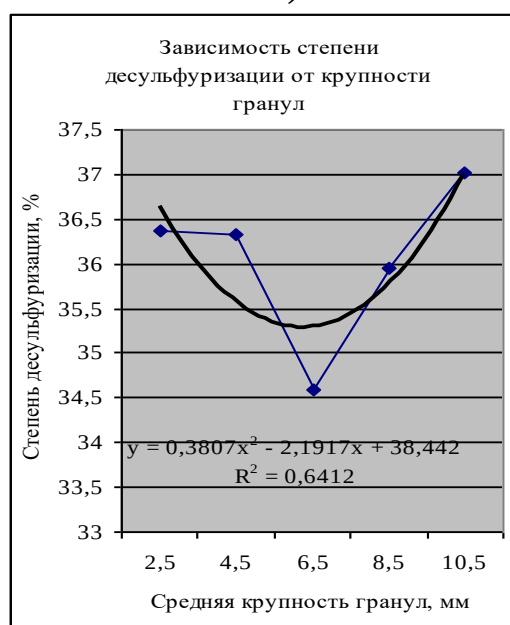
a)



b)



c)



d)

Рисунок 15 - Частные зависимости полученные обработкой в Excel

Из этих рисунков следует, что степень десульфуризации существенно возрастает при повышении температуры от 550 до 700 °C. В интервале температур 700-750 °C гранулы частично спекаются, что приводит к ухудшению условий подвода кислорода и десульфуризация не возрастает.

С увеличением расхода воздуха десульфуризация возрастает на 6-8 % с тенденцией дальнейшего роста, и полученная кривая свидетельствует о заниженных расходах принятых по плану экспериментов.

Влияние продолжительности выдержки при заданной температуре повышает степень десульфуризации на 8-10 %, что меньше влияния температуры и расхода воздуха. Это объясняется тем, что основная часть

шихты успевает прореагировать при нагреве от 300 °С до заданной температуры обжига. Продолжительность нагрева составляла 25-45 минут.

На основе данных опыта № 5 рассчитан материальный баланс обжига гранулированной шихты, представленный в таблице 10.

Таблица 10 - Материальный баланс обжига гранул Актогайского промпродукта опыт №5

Поступило МАТЕРИАЛОВ	Всего, г	Fe	Cu	Zn	Pb	S	CO2	O2	Прочие
Гранулы	53	7,95	5,33	0,11	0,52	16,43	7,22	0	15,44
Содержание, %		15	10,05	0,21	0,98	31	13,62	0	29,14
Воздух	129,65	0	0	0	0	0	0	25,28	104,37
Содержание, %		0	0	0	0	0	0	19,5	80,5
ИТОГО	182,65	7,95	5,33	0,11	0,52	16,43	7,22	25,28	119,81
Получено ПРОДУКТОВ	Всего, г	Fe	Cu	Zn	Pb	S	CO2	O2	Прочие
Огарок	39,63	7,95	5,33	0,11	0,52	16,43	0	6,01	3,28
Содержание, %		20,0	13,44	0,28	1,31	41,46	0	15,17	8,27
Извлечение, %		100	100	100	100	100	0	23,77	2,74
Газы	143,08	0	0	0	0	0	7,22	19,28	116,58
Содержание, %		0	0	0	0	0	5,05	13,48	81,48
Извлечение, %		0	0	0	0	0	100,0	76,26	97,3
ИТОГО	182,71	7,95	5,33	0,11	0,52	16,43	7,22	25,29	119,86
Невязка	0,06	0	0	0	0	0	0,01	0,01	0,05

Расчетная десульфуризация по данным баланса за счет реакции сульфидов с карбонатом натрия определяется из пропорции:

$$\begin{array}{l} 32 \text{ г S} \quad - 44 \text{ г CO}_2 \\ 16,43 \text{ г S} - x \quad \quad \quad x = 16,43 * 44 / 32 = 22,59, \end{array}$$

По данным баланса $D_{\text{бал}} = 7,22 * 100 / 22,59 = 31,96 \%$.

По данным рассчитанным из состава и количества газов опыта №5 $D_{\text{оп}} = 34,16 \%$.

Близость полученных данных подтверждает недостаток соды для полного связывания серы в сульфат натрия, а сравнение веса полученного огарка с расчетным балансовым свидетельствует о достоверности выходов продуктов и извлечений компонентов.

Материальные балансы обжига для остальных опытов практически близки вследствие перехода всех компонентов в состав огарка и удаления с газами в основном диоксида углерода.

Выводы:

Проведены исследования в реакторе вибропульсирующего слоя мелкодисперсной шихты Актогайского промпродукта в смеси содой при нагреве с постоянной скоростью 20 °С/мин в интервале от 340 до 750 °С с последующей выдержкой при максимальной температуре в течении 80 минут. Максимальная степень десульфуризации при 100 % расходе соды от стехиометрического расхода рассчитанного по содержанию соды составила 99,4 %, а при расходе соды 50 % не превысила 63,5 %.

Обжиг сульфидного концентрата в условиях недостатка кальцинированной соды для реакции окисления сульфидов с образованием прочного сульфата натрия, начиная с 36 минуты обжига (700 °С) до 76 минуты (750 °С), сопровождается образованием заметных количеств оксида углерода, что при практически полном использовании соды приводит к образованию сернистого ангидрида и образованию сульфатов металлов в огарке.

Факт образования сульфатов в огарке при обжиге с недостатком соды подтверждается содержанием железа и меди в растворах водного выщелачивания. Растворы в зависимости от температуры и продолжительности обжига имеют цвет от светло-голубого до ярко-зеленого.

При обжиге концентрата со стехиометрическим расходом соды или в газах наблюдается содержание CO_2 более 10 % (по данным хроматографа до 25-30 %) и небольшое содержание CO (5-18 мг/м³), сернистый ангидрид практически не выделяется. Растворы выщелачивания огарков полученных при обжиге сульфидных концентратов с достаточным количеством соды бесцветные и содержат Na_2SO_4 и небольшое количество непрореагировавшей соды Na_2CO_3 .

С целью выявления влияния основных факторов на степень десульфуризации за счет связывания серы сульфидов в сульфат натрия, при 50 % расходе соды от стехиометрически необходимого, использован вероятностно-детерминированный метод планирования экспериментов В.П.Малышева. По методу латинских квадратов с учетом факторов (X_1 - температура, °С; X_2 - продолжительность обжига, минут; X_3 - расход воздуха, литров/час; X_4 - крупность гранул) был составлен план включающий 25 опытов, каждый фактор варьировался на 5 уровнях.

Обжиг навесок гранул по 50 грамм проводится в вертикальном шахтном реакторе. Для сравнения результатов опытов с 50 % расходом соды проведено 2 опыта с 25 % расходом соды. Зависимости степени десульфуризации гранул для условий нагрева до 550 °С и изменении других факторов по плану эксперимента имеют форму S-образных кривых возрастающих начиная с температуры 450-500 °С. Кривые также показывают, что максимальная десульфуризация при 50 % расходе соды примерно в 2 раза выше, чем при 25 % расходе соды.

Обработка экспериментальных данных позволила получить частные зависимости влияния факторов и уравнения Протодьяконова на степень десульфуризации. Частные зависимости влияния факторов в виде полиномов

2-й степени, также получены обработкой данных в Excel методом построения графиков.

Основное влияние на процесс десульфуризации при обжиге оказывает температура, расход воздуха и продолжительность. При принятых условиях проведения опытов и при 50 % расходе соды от стехиометрически необходимого для полного связывания серы в сульфат натрия, степень десульфуризации гранулированной шихты не превышала 41-44 %. В опытах с недостатком соды, через 20-30 минут от начала процесса наблюдалось повышенное содержание в отходящих газах реактора оксида углерода (CO) и диоксида серы (SO₂).

Нехватка соды при обжиге сульфидного концентрата, в условиях сравнительно низких температур (550-750 °C), приводит к частичному образованию сульфатов цветных металлов и железа. Растворы водного выщелачивания огарков содержат медь и железо в виде сульфатов.

На основе данных опыта № 5 рассчитан материальный баланс обжига гранулированной шихты. Рассчитанная по данным баланса десульфуризация $D_{\text{бал}} = 31,96 \%$ близка к рассчитанной из состава и количества газов опыта №5 $D_{\text{оп}} = 34,16 \%$. Это подтверждает недостаток соды для полного связывания серы в сульфат натрия, а сравнение веса полученного огарка с расчетным балансовым свидетельствует о достоверности выходов продуктов и извлечений компонентов.

Материальные балансы обжига для остальных опытов практически близки вследствие перехода всех компонентов в состав огарка и удаления с газами в основном диоксида углерода. При сохранении количеств элементов в огарке неизменным, за счет недостатка соды происходит перераспределение серы между сульфидами MeS и сульфатами MeSO₄.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На сегодняшний день металлургические предприятия нашей страны ориентируются на монометаллическом селективном концентрате. В связи с этим возникает необходимость разработать технологии, которые используют полиметаллический коллективный концентрат.

Технология “термо-гидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов” с применением карбоната натрия, позволит комплексно переработать низкокачественное сырье и исключить выброс сернистых газов в окружающую среду. Экологический эффект достигается за счет полного связывания серы сульфидного сырья в легко выщелачиваемый водой сульфат натрия, регенерации исходных солей щелочных металлов.

В магистерской диссертации была поставлена задача решить проблемы, возникшие в связи выработкой месторождения и обеднения полиметаллических материалов, не эффективности технологии предложенных в других исследованиях. Для решения этих проблем было предложено использовать технологию “термо-гидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов”.

Эффективность печи КС уменьшается за счет пылевыноса и было предложено заменить кипящий слой пульсирующим слоем, при помощи электромагнитной вибрации. Показана конструкция лабораторной установки вибропульсирующего слоя и лабораторной установки для выщелачивания. Была указана методика проведения обжига в вибропульсирующем слое. Рассчитана термодинамика реакции окисления. Были проведены исследования кинетики окисления сульфида железа с солью карбоната натрия в вибропульсирующем слое. В результате которого пришли к выводу:

а) Окисление сульфида железа для условий вибропульсирующего слоя при стехиометрическом расходе карбоната натрия и подаче в качестве окислителя воздушного дутья, в интервале 500-550 °С и 550-600 °С протекает в диффузионном режиме. Малые значения кажущейся энергии активации свидетельствует о существенном диффузионном торможении процесса.

б) При интенсивном перемешивании твердых реагентов (сульфида и соды) скорость процесса можно увеличить за счет повышения расхода дутья или концентрации окислителя (кислорода).

в) Повышение скорости обжига требует отвода избыточного тепла окисления сульфидов, которое может приводить к спеканию материала и нарушению хода процесса, что выявлено при обжиге чистых сульфидов.

По данным проведенных исследований кинетики окисления сульфида меди с солью карбоната натрия в пульсирующем слое, пришли к выводу:

- Значения кажущейся энергии активации при обжиге в вибропульсирующем слое сульфида меди в смеси с кальцинированной содой свидетельствуют о протекании процесса в диффузионном режиме.

- В целом степень превращения сульфида меди выше степени

превращения сульфида железа и повышение температуры существенно повышает скорость и степень превращения, но и в условиях пульсирующего слоя диффузия реагентов и в первую очередь окислителя определяет скорость процесса обжига сульфидов в целом.

- Интенсификация обжига возможна за счет увеличения расхода воздуха или повышения содержания кислорода в дутье, но при этом необходимо исключить спекание и оплавление огарка за счет избытка тепла экзотермических реакций в слое.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Баимбетов Б.С. Разработка технологии термогидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов/ «Научно-исследовательская работа». - 2018.
- 2 Баимбетов Б.С. Разработка технологии переработки коллективных концентратов с применением солей щелочных металлов/ «Научно-исследовательская работа». - 2017.
- 3 Баимбетов Б.С. Разработка технологии термогидрометаллургической переработки полиметаллических сульфидных материалов/ «Научно-исследовательская работа». - 2019.
- 4 Baimbetov B.S., Aitenov K.D., Bekisheva A.A., Abdikerim B.E. Metallic sulphide and sodium carbonate interacting processes/ Metallurgical and Mining Industry. – 2015. - №11. - С. 26-34.
- 5 Астафьев А.Ф. Дворкин Б.А. Клементьев В.В. Максимов Д.Б. Способ обжига сульфидных материалов в кипящем слое/ Пат. 559976 СССР.
- 6 Ходов Н.В., Кузнецов О.К. Способ извлечения свинца из свинецсодержащего сырья/ Пат. 2131474 РФ.,1999.
- 7 Маслов В.И., Шустров А.Ю., Маценко Ю.А. Способ комплексной переработки полиметаллического сырья/ Пат.2181781 РФ., 2002.
- 8 Мотовилов В.А., Парамонов Л.А., Борисков Ф.Ф., Борисков Д.Ф. Способ переработки сульфидных продуктов/ Пат. 2272081 (РФ)., 2004, -2с.
- 9 Чекушин В.С., Бакшеев С.П., Олейникова Н.В. Способ получения черного свинца/ Пат. 2283884 РФ., 2006. – 2с.
- 10 Олейникова Н.В., Чекушин В.С., Бакшеев С.П. Восстановление металлов из сульфидных соединений/ Известия вузов. Цветная металлургия. - 2007. №2.- С.7–11.
- 11 Олейникова Н.В., Чекушин В.С., Бакшеев С.П. Восстановление свинца в системе сульфид свинца – расплав едкого натра/ Известия вузов. Цветная металлургия. -2007. №5.- С. 22–27.
- 12 Олейникова Н.В., Чекушин В.С., Бакшеев С.П. Извлечение свинца в металлическую фазу из природных сульфидных соединений в щелочной среде/ Известия вузов. Цветная металлургия. - 2007. №6. – С. 12-17.
- 13 Daniel A. Norrgran Process for the sulfatization of non-ferrous metal sulfides/ Pat. 4,541,993 USA, 1985.
- 14 Гаприндашвили В.Н. Способ обжига сульфидных руд // Электронная версия на сайте [https:// yandex.ru/patents-doc-SU-358393A1-19721103](https://yandex.ru/patents-doc-SU-358393A1-19721103)
- 15 Li Guanshi, Xiong Xiaolu, Wang Liping Sulfation Roasting of Nickel Oxide-Sulfide Mixed Ore Concentrate in the Presence of Ammonium Sulfate: Experimental and DFT Studies/ Web of Science,2019.
- 16 Смирнов В. И. Обзор минеральных ресурсов стран капиталистического мира (капиталистических и развивающихся стран)/ М., 1974.

17 Электронная версия на сайте <https://www.vnedra.ru/krupnejshie-mestorozhdeniya-obshaya-harakteristika-mineralno-syr-1096>

18 Электронная версия на сайте <https://nedradv.ru/msr-obj-ca79a46078f5785d6a24f2c3830cf2cb>

19 Актогайское месторождение // Казахстан. Национальная энциклопедия. — Алматы: Қазақ энциклопедиясы, 2004. — Т. I. — ISBN 9965-9389-9-7.

20 Страница проекта Актогай/ KAZ Minerals, 2015.

21 KAZ Minerals Аудированные результаты деятельности за год, 2014 года, стр. 17.

22 Годовой отчет за 2014 год англ. яз. flipbook, стр. 43.

Приложение А
Оттиски публикации по теме магистерской диссертации

050026, Республика Казахстан,
г. Алматы, ул. Карасай батыра, 146, оф. 401
тел. +7 (727) 375-44-96

E-mail: Yuliya.Bocharova@interrin.kz
Tatyana.Dolina@interrin.kz
Irina.Pashinina@interrin.kz
minmag.kz

научно-технический и производственный
ГОРНЫЙ
ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА
Қазақстанның кен журналы

Статья «Обжиг сульфидного сырья с добавлением карбоната натрия в условиях вибропульсирующего слоя» (авторы Сайлау А.С., Хамит Ә.Х.) принята в редакцию «Горного журнала Казахстана», зарегистрирована (№26062020/9) и будет опубликована в №7 2020 г.

Ответственный редактор Бочарова Ю.А.

 /Бочарова Ю.А./

ОТЗЫВ

научного руководителя на диссертационную работу
на тему: «Исследование процессов обжига сульфидов металлов в условиях
пульсирующего слоя»
магистранта специальности 6М070900-Металлургия Сайлау А.С.

В настоящее время переработка полиметаллического коллективного сырья – это задача, которая требует решения. Разрабатываемая технология переработки сульфидных полиметаллических концентратов решает проблему выброса сернистых газов в окружающую среду и основана на обжиге шихты с добавлением карбоната натрия при 550 – 750 °С, водном выщелачивании огарков при температурах 25 - 30 °С с выводом распределения ценных и сопутствующих компонентов.

Магистерская диссертация состоит из введения, двух глав, заключения, списка литературы.

Во введение обоснована актуальность темы диссертационной работы, раскрыты цель и задачи исследования, научная новизна. В первой главе рассмотрен литературный обзор и минерально-сырьевая база полиметаллических руд. В первой половине второй главы описана методика проведения обжига в вибропульсирующем слое. Во второй половине второй главы описана методика проведения обжига в фильтрующем слое. В исследованиях диссертационной работы использован концентрат Актогайского месторождения и рассчитан материальный баланс №5 опыта.

Магистерская диссертация Сайлау А.С. написано соответственно требованиям и решены все поставленные научные задачи. Результаты исследований обработаны и представлены в виде рисунков и таблиц.

Диссертационная работа магистранта заслуживает оценки отлично (95%), а Сайлау Абылайхан Садықұлы присвоения степени «Магистр технических наук» по специальности 6М070900-«Металлургия».

Научный руководитель
ассоц. профессор к.т.н.



Б.С.Баимбетов

«07» 07 2020 г.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
(наименование вида работы)

Сайлау Абылайхана Садыкулы
(Ф.И.О. обучающегося)

6M070900 – «Металлургия»
(шифр и наименование специальности)

На тему: «Исследование процессов обжига сульфидов металлов в условиях пульсирующего слоя»

Выполнено:

- а) графическая часть _____ листах
б) пояснительная записка на 55 страницах

ЗАМЕЧАНИЕ К РАБОТЕ

Диссертационная работа Сайлау А.С. посвящена актуальной теме, которая направлена на исследование процессов обжига сульфидных металлов. На основании анализа литературных данных магистрантом обосновано научное направление исследований и показано, что наиболее перспективным способом обжига сульфидных металлов является обжиг с добавлением карбоната натрия в условиях пульсирующего слоя.

В работе проведен термодинамический анализ реакций в системах сульфид металла – карбонат натрия – кислород, выполнены лабораторные исследования процессов обжига.

В магистерской диссертации для решения проблем возникшие в связи выработкой месторождения и обеднения полиметаллических материалов, не эффективности технологии предложенных в других исследованиях было предложено использовать технологию «термо-гидрометаллургической» переработки полиметаллических сульфидных материалов.

По замечанием к работе не проведены сравнительные эксперименты по обжигу полиметаллического концентрата другого месторождения.

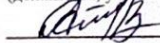
Оценка работы

Выпускная магистерская работа заслуживает оценку **отлично** (93%), а Сайлау Абылайхану Садыкулы присвоения степени **«Магистр»** по специальности 6M070900 – «Металлургия».

Рецензент

Доктор PhD

(должность, уч. степень, звание)



Б.Т.Алтайбаев

«07» 07 2020 г.

ДАТА ОТЧЕТА: 2020-07-03 11:22:30

НАЗВАНИЕ:

Исследование процессов обжига сульфидов металлов в условиях пульсирующего слоя

АВТОР:

Сайлау Абылайхан Садыкулы

НАУЧНЫЙ РУКОВОДИТЕЛЬ:

Болотпай Баимбетов

ПОДРАЗДЕЛЕНИЕ:

ИМИПИ

ДАТА ЗАГРУЗКИ ДОКУМЕНТА:

2020-07-03 11:20:27

КОЛИЧЕСТВО ПОВТОРНЫХ ПРОВЕРОК ДОКУМЕНТА:

1

ПРОПУЩЕННЫЕ ВЕБ-СТРАНИЦЫ:

Объем найденных подоби

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв	11	показать в тексте
Использование символов из другого алфавита - может указывать на способ обойти систему, поэтому следует установить их использование.		
Интервалы	0	показать в тексте
Количество увеличенного расстояния между буквами (просим определить является ли расстояние имитацией пробела, так как исходно слова могут быть написаны слитно).		
Микропробелы	0	показать в тексте
Количество пробелов с нулевым размером - необходимо проверить влияют ли они на неправильное разделение слов в тексте.		
Белые знаки	0	показать в тексте
Количество символов, выделенных белым цветом, пожалуйста, проверьте не используются ли белые символы вместо пробела, соединя слова (в отчете подоби система изменяет автоматический цвет букв в белый чтобы их не было заметно).		