

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

Нұрсапарова Ажар Жорақызы

Переработка золото-мышьяково-угольного концентрата Бакырчикского
месторождения с разработкой математической модели и программы
оптимизации процесса

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

7M07204 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии имени О.А.
Байконурова

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

УДК 669.295 (043)

На правах рукописи

Нұрсаларова Ажар Жорақызы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации	Переработка золото-мышьяково-угольного концентрата Бакырчикского месторождения с разработкой математической модели и программы оптимизации процесса
Направление подготовки	7М07204 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Научный руководитель
Заведующий кафедрой МПТиТСМ
доктор PhD., канд. техн. наук,
ассоциированный профессор
Чепуштанова Т.А.

«11» июня 2021 г.

Рецензент
доктор технических наук
Квятковский С.А.
«11» июня 2021 г.

Нормоконтроль
кандидат технических наук
Коньратбекова С.С.
«11» июня 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МПТиТСМ
доктор PhD., канд. техн. наук,
ассоциированный профессор

«Ивантис» им. К.И. Сатпаева»
«Ивантис» Металлургии и
Промышленной инженерии

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии имени О.А. Байконурова
Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

7M07204 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

**УТВЕРЖДАЮ**
Заведующий кафедрой МПТиТСМ
доктор PhD, канд. техн. наук
Чепуштанова Т.А.
«03» декабря 2019 г.

ЗАДАНИЕ на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Нурсапаровой Ажар Жорақызы

Тема: Переработка золото-мышьяково-угольного концентрата Бакырчикского месторождения с разработкой математической модели и программы оптимизации процесса.

Утверждена приказом Ректора Университета № 435-м от «03» декабря 2019г.

Срок сдачи законченной диссертации: 10 июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: методы и особенности окислительного обжига золото-мышьяк содержащих концентратов.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) установление термодинамического обоснования окислительного обжига;

б) цианирование огарка после окислительного обжига;

в) разработка математической модели и программы оптимизации процесса окислительно-сульфидирующего обжига.

Перечень графического материала: демонстрационный материал с результатами исследований на 15-20 слайдах.

Рекомендуемая основная литература:

1 Гучетль И.С., Друкер Е.Я., Барышников И.Ф. Переработка упорныхзолотосодержащих руд и концентратов. - М. Цветметинформация, 1972. – С. 40-50.

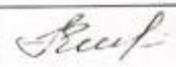
2 Палеев П.Л., Гуляшинов П.А., Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г. Обжиг золотосодержащей арсенопиритной руды в атмосфере перегретого водяного пара. // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований – № 12-2. – 2017. – С. 233-237.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	01.06.2020 г.	
Критический анализ золото-мышьяк-углеродсодержащего сырья;	20.03.2021 г.	
Экспериментальная часть	20.04.2021 г.	
Заключение	01.06.2021 г.	

Подписи

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

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Нормоконтроль	С.С. Коныратбекова, канд. техн. наук	14.06.2021 г.	
Экономическая часть	Т.А. Чепуштанова, доктор PhD., канд. техн. наук	11.06.21	

Научный руководитель

 Чепуштанова Т.А.

Задание принял к исполнению обучающаяся

 Нұрсапарова А.Ж

Дата

«03» декабря 2019 г.

АНДАТПА

Бұл магистрлік диссертация тапсырмадан, кіріспеден, 4 бөлімнен, қорытындыдан, пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс 59 машинкада басылған, 12 сурет, 12 кестеден тұрады. Әдебиеттер тізімі 45 тақырыптан тұрады.

Жұмыс келесі зерттеулерді жүргізді: Бақыршық кен орнындағы алтын-мышьяк-көмір концентратының физико-химиялық қасиеттерін анықтады, алынған цианидтеу кезінде алынған құрамында алтын бар күйдіргіштердің сульфидтеу және тотықтырғыш күйдірудің оңтайлы режимдерін анықтады; математикалық модель және процесті оңтайландыру бағдарламасы жасалды.

Зерттеу нысаны Бақыршық кен орнындағы алтын-мышьяк-көмір концентраты болды.

Диссертациялық жұмыста келесі міндеттер шешілді: сульфидті күйдіру параметрлерін болжау үшін мышьяқтың экологиялық тұрғыдан мақсатқа сай сульфидті формаларын алу үшін құрамында мышьяк бар қосылыстардың сульфидтену процестерін термодинамикалық негіздеу; шикізатты сульфидтік күйдіру үшін жағдайларды белгілеу; тотықтырғыш күйдірудің термодинамикалық негіздемесін белгілеу; тотықтырғыш күйдіруден кейін синдромды цианизациялау; тотығу-сульфидті күйдіру процесін оңтайландырудың математикалық моделі мен бағдарламасын жасау.

Тәжірибелік мәліметтердің нәтижелері бойынша математикалық модель және тотықтырғыш күйдіруді оңтайландыру бағдарламасы құрастырылды. Зерттеу нәтижелері бойынша «Сәтпаев оқулары-2020» конференциясының материалдарында 2 жұмыс жарияланды.

АННОТАЦИЯ

Настоящая магистерская диссертационная работа состоит из введения, 4 глав, заключения, списка литературы. Работа изложена на 59 страницах машинописного текста, включает 12 рисунков, 12 таблиц. Список литературы содержит 45 наименований.

В работе выполнены следующие исследования: определены физико-химические свойства золото-мышьяково-угольного концентрата Бакырчикского месторождения, определены оптимальные режимы сульфидирующего и окислительного обжига полученных золотосодержащих огарков с последующим цианированием; разработана математическая модель и программа оптимизации процесса.

Объектом исследования являлся золото-мышьяково-угольный концентрат Бакырчикского месторождения.

В диссертационной работе были решены следующие задачи: термодинамическое обоснование процессов сульфидирования основных мышьяксодержащих соединений с получением наиболее экологически целесообразных сульфидных форм мышьяка с целью прогнозирования параметров сульфидирующего обжига; установление условий сульфидирующего обжига исходных материалов; установление термодинамического обоснования окислительного обжига; цианирование огарка после окислительного обжига; разработка математической модели и программой оптимизации процесса окислительно-сульфидирующего обжига.

На основе результатов экспериментальных данных составлена математическая модель и программа оптимизации окислительного обжига. По результатам исследований опубликованы 2 работы в материалах конференции «Сатпаевские чтения 2020». [44,45]

ANNOTATION

This master's thesis consists of a task, an introduction, 4 chapters, a conclusion, a list of references. The work is presented on 59 pages of typewritten text, includes 12 figures, 12 tables. The list of references contains 45 titles.

The work carried out the following studies: determined the physicochemical properties of the gold-arsenic-coal concentrate of the Bakyrchik deposit, determined the optimal modes of sulfidizing and oxidative roasting of the obtained gold-bearing cinders with subsequent cyanidation; a mathematical model and a process optimization program have been developed.

The object of the study was the gold-arsenic-coal concentrate of the Bakyrchik deposit.

In the dissertation work, the following tasks were solved: thermodynamic substantiation of the processes of sulfidization of basic arsenic-containing compounds to obtain the most ecologically expedient sulfide forms of arsenic in order to predict the parameters of sulfidizing roasting; establishment of conditions for sulfidizing roasting of raw materials; establishment of thermodynamic justification for oxidative roasting; cyanidation of cinder after oxidative firing; development of a mathematical model and a program for optimizing the oxidation- sulfidizing roasting process.

Based on the results of experimental data, a mathematical model and a program for optimizing oxidative firing have been compiled. Based on the research results, two works were published in the materials of the conference "Satbayev Readings 2020".

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	9
1	Критический анализ золото-мышьяк-углеродсодержащего сырья	13
1.1	Распределение мышьяка в металлургическом производстве	18
1.2	Вывод мышьяка из технологических процессов цветной металлургии	19
1.3	Технологии переработки мышьяк – золото - углеродсодержащего сырья	22
1.3.1	Окислительный обжиг мышьяксодержащих концентратов	27
2	Экспериментальная часть	29
2.1	Характеристика исходных материалов	29
2.2	Термодинамическое обоснование сульфидирующего и окислительного обжига	30
2.2.1	Термодинамическое обоснование сульфидирующего обжига	30
2.2.2	Термодинамическое обоснование окислительного обжига	32
2.3	Термогравиметрический анализ арсенопирита	33
2.4	Технологические исследования сульфидирующего обжига	34
2.5	Исследование процессов окислительного обжига продуктов сульфидирующего обжига	37
2.6	Цианирования огарков окислительного обжига	40
3	Разработка математической модели и программы оптимизации процесса окислительно-сульфидирующего обжига	43
4	Экономическая оценка технологии для переработки концентратов бакырчикского месторождения	51
4.1	Технико-экономическая оценка сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС	51
	Заключение	55
	Список использованной литературы	56
	Приложение А	60
	Приложение Б	66

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научно–технологической проблемы.

В Казахстане имеется около 2000 месторождений золотосодержащих руд. За последние 20 лет выявляется тенденция к увеличению добычи трудно перерабатываемых руд, так как исследования золотосодержащего сырья говорит о том, что в этом есть большой потенциал. Главным примером является значительное месторождение Бакырчик, которое является одним из главных разрабатываемых коренных месторождений золота в стране. Но данная руда является трудно перерабатываемой традиционными методами. Руда является упорной, так как золото тонко вкраплено в пирите или арсенопирите, а также наличие мышьяка и углистого вещества усложняет процесс получения золота. В ходе переработки данных руд традиционными гидрометаллургическими или же пирометаллургическими методами может оказаться крайне сложным, так как выделяется достаточное количество токсичных соединений мышьяка [1-4].

В связи с тем, что проблема переработка золотосодержащих мышьяковых руд представлена многообразием различных методик и технологий, данная тема является актуальной на данный момент. Большая часть исследований, лабораторных испытаний или научных публикаций связано именно с проблемами извлечения золота из упорной руды [2].

Существует значительное количество гидрометаллургических методик и технологий связанных с выщелачиванием подобных руд методом кучного или азотнокислого выщелачивания [4-5]. Среди пирометаллургических схем самым распространённым способом является окислительный обжиг. Однако данные технологии не являются экологичными, т.к. выделяется в окружающую среду большое количество сернистого газа и мышьяк содержащих пылей, при степени извлечения благородных металлов до 75-85 %.

Таким образом, для изучения данной проблематики выбрана комбинированная технология переработки золото-мышьяк-угольных концентратов при помощи сульфидирующего обжига и окислительного-сульфидирующего обжига огарков с последующим цианированием.

Основание и исходные данные для разработки темы.

Основанием для разработки темы является потребность рынка и производственных линий доизвлечения золота и утилизации мышьяка на месторождении «Бакырчик».

Исходными данными также служил календарный план проекта 2018/АР05134217- «Обоснование и разработка технологии переработки золото-мышьяково-угольных концентратов», в рамках которого выполнена магистерская диссертационная работа.

В работе рассмотрены способы извлечения золота из упорных руд, из руд двойной упорности, а также оптимальные способы обжига подобного сырья, изучены схемы цианирования огарков и предложена методика цианирования

огарков после окислительного обжига; в работе представлены математические модели технологии окислительно-сульфидирующего обжига и программа оптимизации процесса.

Обоснование необходимости проведения научно–исследовательской работы.

Необходимость выполнения настоящей научно–исследовательской работы продиктована Государственной Программой индустриально–инновационного развития Республики Казахстан на 2020–2025 годы. В частности, в Программе сказано, «Привлечение новых транснациональных компаний также должно носить характер, максимально соответствующий интересам государства в достижении поставленных задач, а именно производство новых видов товаров с большей добавленной стоимостью и экспорт на мировые рынки через инструменты партнеров – транснациональных компаний по распределению товаров». Также в Программе сказано, что «Достижение цели Программы будет измеряться в частности, ростом объема экспорта обрабатывающей промышленности, увеличением объемов производства и расширение номенклатуры обработанных товаров, пользующихся спросом на внутренних и внешних рынках» [34]. В связи с этим исследование золото-мышьяк-угольных концентратов является обоснованным.

Актуальность работы.

Доля мировых запасов золота в недрах составляет более 40 % по оценке экспертов, поэтому исследования в данной области переработки упорного золотосодержащего сырья будут являться актуальной задачей на ближайшее время. Если золото в сульфидах находится в кристаллической решетке сульфидов, то необходимо провести предварительную обработку перед цианированием.

Увеличение количество мышьяковистых отходов создает новую проблему, как их утилизация, обезвреживание и захоронение. В связи с тем, что повышается спрос на промышленное использование благородных металлов, также их валютный рост, повлечет за собой переработку бедного и упорного сырья, а также необходимо будет ужесточить требования по охране окружающей среды. Поэтому вопрос создания новых технологических схем, способов получения является наиболее актуальным.

В упорных рудах золото находится в тесных ассоциациях с сульфидами мышьяка и железа, почти полностью отсутствует свободное золото, присутствует углерод, сложный минеральный состав, все это делает руду весьма упорной при извлечении из них золота цианированием.

За рубежом вскрытие подобных сульфидно-мышьяковых концентратов осуществляется, в основном, окислительным обжигом без сульфидирования и без решения проблемы углерода, который в свою очередь сорбирует золото при цианировании.

Данная разработка, которая включает в себя технологию переработки золото-мышьяково-шунгитных концентратов, протекающую в две стадии:

сульфидирования и окислительный обжиг, с последующим цианированием огарка, является наиболее актуальной и отвечает всем потребностям и нуждам производства.

Потребность производства заключается в том, что извлечение золота при цианировании должно достигать оптимально до 95 % и выше. Предложенная нами схема позволяет извлечь золото до 98 %.

Цель работы: определение физико-химических свойств золото-мышьяково-угольного концентрата Бакырчикского месторождения и определение оптимальных режимов сульфидирующего и окислительного обжига полученных золотосодержащих огарков с последующим цианированием и разработкой математической модели с программой оптимизации процесса.

Объектами исследования является золото-мышьяково-угольный концентрат Бакырчикского месторождения.

Для выполнения поставленной цели необходимо решение следующих **задач:**

- термодинамическое обоснование процессов сульфидирования основных мышьяк содержащих соединений с получением наиболее экологически целесообразных сульфидных форм мышьяка с целью прогнозирования параметров сульфидирующего обжига;

- установление условий сульфидирующего обжига;

- установление термодинамического обоснования окислительного обжига;

- установление условий окислительного обжига;

- цианирование огарка после окислительного обжига;

- разработка математической модели и программой оптимизации процесса окислительно-сульфидирующего обжига.

Научная новизна:

- разработана методика окислительного обжига просульфидированных огарков, проводимого при отношении количества сульфидов железа в огарке к количеству кислорода в дутье равном 1:(1,7-1,9) при температуре 600-700 °С, при этом остаточное содержание углерода в огарках не превышает 0,011-0,010 %, остаточное содержание мышьяка в огарках не превышает 0,11-0,10 %, степень удаления серы в газовую фазу достигается до 97,0 – 99,2 %.

- установлены оптимальные условия цианирования просульфидированных огарков после окислительного обжига: содержание твердого 33 %, концентрация NaCN 0,05 – 0,1 % и CaO – 0,01-0,02 %, продолжительность цианирования 24 часа.

- установлено, что проведение окислительного обжига просульфидированных огарков перед процессом цианирования увеличивает показатели извлечения золота до 50 % по сравнению с пробой, которая не подвергалась окислительному обжигу.

Практическая значимость результатов работы состоит в разработке методики окислительного обжига просульфидированных огарков и условий

цианирования золотосодержащих огарков после предварительной обработки методом окислительного обжига. Получение практических оптимальных условий проведения окислительного обжига и процесса цианирования.

Апробация работы: По результатам исследований проведены укрупненные лабораторные испытания окислительного обжига, результаты исследований внедрены в учебный процесс.

Основные положения работы по теме диссертации изложены в 2 статьях: «Технико-экономическая оценка технологии удаления мышьяка из упорных золотомышьяковых концентратов», в сборнике материалов международной научно-практической конференции «Сатпаевские чтения - 2020», Алматы, 2020, 1 том, с.538-542; «Технология переработки пиритных концентратов, получаемых при обогащении хвостов мокрой магнитной сепарации АО «ССГПО», Международные Сатпаевские чтения, том 1, с.534-538, 2020. Публикации охватывают результаты исследовательской работы и соответствуют выводам диссертации. [44,45]

1 Критический анализ золото-мышьяк-углеродсодержащего сырья

В Республике Казахстан достаточно большое количество месторождений золотосодержащих руд. Золото добывается как на коренных золоторудных месторождениях, так и попутно, в качестве компонента сырья при производстве цветных металлов. По данным Всемирного совета по золоту, [2] объем запасов РК на июнь 2019 года составляет 375,34 тонны (15-е место в мире).

Около 100 различных компаний на сегодняшний день имеют право на добычу и разработку золоторудных месторождений Казахстана. Около 35 занимаются крупной добычей золота. Одним из них являются: ОАО “Алтыналмас”, ОАО “Майкаинзолото”, ТОО “Бакырчикское ГДП”, ТОО “Чаралтын”, ГРК “АБС Балхаш”, ЗАО “ГМП Пустынное”, ЗАО ГРК “Алтын Тобе”, Компания “Кен”, ОАО ФИК “Алел”, ТОО ГРК “Андас Алтын”, ОАО “ГМК Казахалтын”, ЗАО ГМК “Алтын Аймак”.

Таким образом, Казахстан уже на протяжении большого отрезка времени является довольно крупным игроком на золотом рынке. Однако если промышленность не будет двигаться дальше, Казахстан может потерять свои позиции. Хотя в ближайшее время, пока спрос на драгоценные металлы неустойчив, ухудшения положения маловероятно.

Запас золотосодержащих руд Республики Казахстан включает в себя более 2 тысяч месторождений. Исследования структуры золотосодержащего сырья за последние два десятилетия показывают, что наблюдается тенденция к увеличению добычи трудно перерабатываемых руд.

Крупным золоторудным месторождением в Казахстане является – месторождение Васильковское. Запасы золота составляют порядка 370 т и содержание металла в руде 2,8 г/т. Оно находится в 17 км северо-западнее города Кокшетау. Сегодня оно входит в состав активов группы компаний «Алтынтау».

Разработку объекта осуществляет совместное предприятие ОАО “Васильковское Золото”, созданное правительством Казахстана и нидерландской компанией Fooldgate Holding. Геология месторождения и качество руд на обогатимость хорошо изучены. Горнотехнические условия и мощность рудных тел позволяют вести открытую добычу до глубины 300 м.

Данное месторождение разрабатывается с 1979 года и на сегодня уже освоено около 10 % его запасов. На данном горно-обогатительном комбинате с 1991 года проводились испытания забалансовых и окисленных руд с применением методики кучного выщелачивания.

С 1995 года началась промышленная эксплуатация месторождения, это связано с тем, что запустили установки кучного выщелачивания.

Производительность установки кучного выщелачивания – 1 млн. т руды в год со среднегодовым производством от 600 до 900 кг золота. Рассматривается перспектива увеличения производительности данной установке до 7,4 млн. т руды в год. Параллельно с применяемым методом кучного выщелачивания, горно-обогатительный комбинат планирует строительство

золотоизвлекающей фабрики, которая будет перерабатывать первичные сульфидные руды.

Второе по объему запасов месторождение золота в стране – это рудник Бакырчик, который расположен на северо-востоке Казахстана. Если брать в расчет находящееся рядом месторождение Большевик, общие запасы обоих рудников составляют 326 тонн при среднем содержании золота 6,9 г/т.

Саму руду Бакырчикского месторождения относят к трудно перерабатываемой традиционными методами. Потому что руда очень упорная из-за тонкой вкрапленности золота в сульфидных минералах (пирите и арсенопирите), а также присутствует мышьяк и углистое вещество. Переработка таких руд традиционными гидро- и пирометаллургическими приемами из-за повышенного содержания мышьяка осложняется выделением его токсичных соединений.

Из-за высокого содержания в руде углерода, также из-за токсичного мышьяка, разработка месторождения затруднена. Это создает огромную угрозу для окружающей среды. Данная проблема решается посредством увеличения капитальных расходов, которые в любом случае, будут оправданы за счет высоких цен на золото. Само месторождение привлекает метод отработки с технологией бактериального выщелачивания флотоконцентратов.

Сам мышьяк является вредной примесью и отрицательно влияет на извлечение золота и загрязняет окружающую среду. Увеличение количества мышьяковистых отходов требует решения проблем, связанных с их обезвреживанием, захоронением или возможной утилизацией. Повышение спроса на промышленное использование благородных металлов, рост их валютного значения, вовлечение в переработку бедного и упорного золотомышьякового сырья и ужесточение требований по охране окружающей среды требуют создания новых технологических, экологически благоприятных решений в способах их получения.

В 2014 году месторождение Бакырчик перешло в собственность российской компании «Полиметалл», которая провела реконструкцию обогатительной фабрики и с 2018 года стала выпускать продукцию в виде флотоконцентратов. Отходами при эксплуатации Бакырчикской обогатительной фабрики являются хвосты основной флотации и углеродный продукт, которые поступают в виде пульпы в наливное хвостохранилище и складированы в двух изолированных секциях [2, 4-9]. Как правило, отходы основной флотации рудного сырья представляют собой различные нерудные материалы вскрышных и вмещающих пород, таких как сланцы, кварциты, глины, известняки, граниты, основными компонентами которых являются соединения кремния, поэтому одним из возможных направлений их переработки является получение кремнефосфатных продуктов различного назначения [3].

Проект объединил месторождения упорных руд Бакырчик и обогатительную фабрику, производство золотого концентрата на которой началось во 2 квартале 2018 года. В 3 квартале 2018 достигнута полная

проектная производительность 150 тыс. тонн в месяц с извлечением 86 %. В 2019 году актив произвел 343 тыс. унций конечной продукции в золотом эквиваленте, при средних совокупных денежных затратах US\$ 514 за унцию.

Первые 15 лет месторождение будет обрабатываться открытым способом с последующим переходом на подземную добычу. Руда перерабатывается на флотационной фабрике в концентрат двух типов — с высоким содержанием углерода (ВС) и низким содержанием углерода (НС). НС-концентрат отправляется для дальнейшей переработки на Амурский гидрометаллургический комбинат, а ВС-концентрат реализуется сторонним покупателям.

Месторождения Аксу, Кварцитовые Горки, Бестюбе, Жолымбет могут выступать в значимой роли по запасам и промышленной значимости. Руды обычно представлены как кварцево-жильные или минерализованные зоны. Разработка данных месторождений началась в 1930 –х годах, на сегодня глубина шахт составляет около 700 метров.

Сами руды перерабатываются на Аксуской, Бестобинской, Жолымбетской обогатительных фабриках по гравитационно-флотационной схеме. По итогу получают золото-серебросодержащие концентраты и шламы.

На этих фабриках был достигнут средний показатель извлечения золота от 71,3 до 91,8 %. За последние три года АОА «ГМК Казахалтын» обрабатывает эту группу месторождений, с объемом производства около 1 тонны золота в год.

Самые перспективные месторождения Акбакайской группы – Акбакай, Бескепмир, Аксакал, Карьерное. Все данные месторождения находятся в Мойынкумском районе в Жамбылской области, в 100 км восточнее от станции Кияхты.

Месторождения, которые обрабатываются подземным способом в среднем содержании золота около 11 грамм на тонну содержат запас около д тонн.

Вредная примесь, такая как мышьяк в процентном содержании от 0,1 до 0,76 % и сурьма от 0,001 до 0,05 % затрудняет извлечение золота при использовании цианидов.

Ряд мелких месторождений золота в Центральном и Южном Казахстане обрабатывает ГРК “АБС Балхаш”. По сегодняшний день добычные работы ведутся на месторождениях Ушшоқы, Пустынное, Мынарал. Также в структуру компании входят такие обогатительные фабрики в поселке Шашубай и в городе Приозерске, производительность которых составляет 350 тысяч тонн руды в год. В 2002 году компания произвела 1,5 тонны золота, а в 2003 около 2,5 тонны. Этот рост достигнут благодаря вводу новых территорий добыч золота на шахтах Енбекши и Мынарал и основное месторождение Юбилейное.

ЗАО ГРК «Алтын Тобе» добывает окисленную руду на месторождении Жанан, которое расположено в 140 км от города Семей. Само месторождение разрабатывается открытым способом, а извлечение золота проводится с применением метода кучного выщелачивания. В начале двух тысячных годов

производство золота составляло около 1110 кг в год, а в 2003 году из-за истощения запасов окисленных руд оно снизилось до 650 кг в год.

Малые и средние месторождения Казахстана могут заинтересовать инвесторов из вне при средних ценах на золото, которые могут выдать достаточное финансирование, обеспечить необходимым оборудованием и технологиями, капиталом.

Кроме того, к преимуществам Казахстана можно отнести более низкий, чем в целом по региону, инвестиционный риск, невысокий уровень государственного регулирования отрасли, а также более либеральную и стабильную экономику.

Если в будущем в течение нескольких лет цены на золото будут оставаться на том же уровне или будут повышаться, то можно будет прогнозировать дальнейший рост деловой активности в отрасли добычи золота Казахстана со стороны инвесторов.

На рисунках 1 и 2 представлены текущие цены на золото в Казахстане.



Рисунок 1 – График цен на золото в тенге на апрель-май 2021 года

Цена на Золото в Долларах США (USD)

Дата	Время	Стоимость	Ед. Изм.	Изменение		Мин.	Макс.
18.05.21	10:10	60,059	Грамм	0,04	0,07 %	59,981	60,224
		1 868,04	Унция	1,33		1 865,61	1 873,18
		60 059	Килограмм	42,76		59 981	60 224



Рисунок 2 – График цен на золото в долларах США на май 2021 года

Мировая золотодобывающая промышленность будет испытывать солидный рост производства, поддерживаемый ростом цен и улучшением эксплуатационных расходов в ближайшие годы. Несмотря на устойчивый темп роста, это представляет собой небольшое замедление темпов роста по сравнению с предыдущим пятилетним средним показателем в 3,3 %. Цены на золото продолжают повышаться, составив в среднем USD 1,300/oz в 2017 и USD 1,400/oz в 2018 (аббревиатура oz или oz at - унция и метрическая система мер. Унция авердюпуа - в США и ряде других стран основной единицей веса является фунт авердюпуа (453,59237 г). Он состоит из 16 унций. Вес унции авердюпуа равен 28,35 г.

Самые распространенными мировыми месторождениями мышьяк содержащей руды являются мышьяково-медные, мышьяково-золоторудные, мышьяково-полиметаллические, мышьяково-оловянные, мышьяково-кобальтовые и собственно мышьяковые (арсенопиритовые и реальгар-аурипигментные) залежи. Руда такого характера находится в основном на Урале, Дальнем Востоке, Кавказе, Забайкалье, Средней Азии и Казахстане. В Казахстане открыто 30 месторождений, которые большинство относятся к золотосодержащему сырью [6,7,8].

Образование месторождений мышьяковой формации связано, главным образом, с гидротермальной фазой магматических процессов, причем рудная масса содержит мышьяк в различных минеральных ассоциациях. Содержание

мышьяка в рудном сырье Казахстана колеблется в широких пределах - от долей до 30 %.

Основным критерием при классификации мышьяксодержащего сырья является фазовый минералогический состав соединений мышьяка.

Основными минеральными формами мышьяка в этих рудах являются следующие природные соединения: арсенопирит (FeAsS), леллингит (FeAs_2), реальгар (AsS), аурипигмент (As_2S_3).

В меньшей степени мышьяк встречается в виде теннантита ($3\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{As}_2\text{S}_3$), энаргита ($3\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{As}_2\text{S}_5$), кобальтина (CoAsS), глаукодота ($(\text{Co,Fe})\cdot\text{AsS}$) и другие. Рудообразующими минералами практически всех известных месторождений является пирит (FeS_2), пирротин (Fe_7S_8), реже халькопирит (CuFeS_2), борнит (Cu_5FeS_4), ковеллин (CuS), халькозин (Cu_2S), сфалерит (ZnS), галенит (PbS), антимонит (Sb_2S_3) и др.

1.1 Распределение мышьяка в металлургическом производстве

В самом начале стадии обогащения руд цветных и благородных металлов в зависимости от состава руды в отвальные хвосты может быть выведено от 59,0 до 98,1 % As.

Основное количество мышьяка (76 - 81 %) при электроплавке медной шихты переходит в штейн, пыль и газы [9-12]. Переход мышьяка в отвальный шлак в отличие от отражательной плавки незначителен.

По результатам анализа баланса распределения мышьяка по продуктам металлургических переделов доказывает, что большая часть мышьяка поступает на заводы с оборотными продуктами. Особенно стоит отметить, что большая часть мышьяка приходится на производстве свинца, который составляет 62,1 % от общего количества мышьяка, поступающего на заводы.

В свинцовом производстве основное количество мышьяка находится в обороте с пылями и медными шликерами, а в медном – с пылями и шлаками. Переработка и вывод таких полупродуктов из общей технологической схемы позволяет снизить циркуляцию мышьяка: внутри завода на 55-60 %, меж заводами на 45-55 %.

Отдельная проблема связана с выводом мышьяка из технологического цикла металлургических заводов в форме условно-отвального арсенатного кека, складирование и хранение которого в специальных отвалах наносит большой вред окружающей среде. Теоретически он должен содержать 23- 27,1 % As, однако на практике из-за высоких примесей карбоната кальция в отвальных кеках концентрация мышьяка достигает лишь 7 - 16 %.

Полученные данные по распределению мышьяка по продуктам процессов и инвентаризации мышьяковых отходов на предприятиях цветной металлургии ставят в ряд важнейших проблемы вывода мышьяка из технологического цикла,

его утилизации и надежного захоронения, а также использования в качестве товарного продукта для различных производственных и хозяйственных нужд.

1.2 Вывод мышьяка из технологических процессов цветной металлургии

Достаточно большое количество научно-прикладных работ было посвящено решению проблемы удалению мышьяка из технологического процесса и перевода его в нетоксичные формы в цветной металлургии.

При пирометаллургической переработке различного сырья мышьяк распределяется по всем продуктам переработки (таблица 1). Так, в свинцовом и цинковом производствах более половины поступившего мышьяка уходит в промпродукты и только около трети – в отвальные, в медеплавильном – 50 % в отвалы и 40 % - в газовые выбросы и сточные воды.

Таблица 1 – Распределение мышьяка между продуктами металлургических производств, % [13-14]

Продукт	Производство			
	свинца	цинка	меди	олова
Загружено				
Руда, концентраты	37.9	52.0	87.3	95.0
Оборотные промпродукты	62.1	48.0	12.7	5.0
Получено				
Товарная продукция	1.0	2.7	0.4	17.8
Промпродукты	52.3	54.5	9.4	0.5
Отвальные продукты	30.4	37.7	47.9	80.1
Газовые выбросы и сточные воды	0.5	0.4	41.9	1.3
Прочие продукты и неучтенные потери	15.8	4.7	1.2	0.3

Вывод мышьяка в пирометаллургическом производстве тяжелых цветных металлов. Мышьяк является примесью и присутствует в медных, свинцовых и других рудах. В основном в процессе обжига или плавке богатых мышьяком концентратов и шихт, он переходит в газовую фазу и улавливается в система газоочистке.

В полиметаллических рудах мышьяк, находится в составе комплексных сульфоарсенидов и арсенатов свинца (блеклые руды), а также арсенопирита и аурипигмента.

Плохо поддаются обогащению и в основном уходят в хвосты окисленные мышьяковые минералы, поэтому извлечение в концентраты находится в пределах 10-75 % и все зависит от состава исходной руды.

В свинцовых шихтах источником мышьяка могут служить концентраты, оборотные пыли (в виде оксидов), промпродукты различных переделов металлургического производства и свинцовое вторсырье (сплавы, лом и т.д.).

В ходе процесса агломерационного обжига и плавки малая часть мышьяка переходит в тонкие пыли, содержащие 3-7 % мышьяка, далее их перенаправляют на переработку. Например, сульфатизация или сульфатно-натриевая плавка с переводом мышьяка в раствор, осаждением и выводом в отвал или на захоронение.

Большая часть мышьяка после агломерации и плавки переходит в черновой свинец. Если содержание мышьяка будет достаточно большим, то в отстойнике шахтной печи между расплавами свинца и штейна образуется жидкая прослойка шпейзы (сплав арсенидов меди, железа), которая вместе со штейном подвергается конвертированию, а в черновом свинце повышенное содержание мышьяка.

Это больше подходит для свинцовых заводов Казахстана, например, АО «КазЦинк», где массовая доля мышьяка в черновом свинце превышает 2 % и доходит до 5 % и более. Если сравнивать с зарубежными свинцовыми заводами, как в Австралии, то черновой свинец содержит не более 0,1 % мышьяка.

Разработанная и внедренная на УКМК (АО «Казцинк») комплексная технология непрерывного обезмеживания чернового свинца, включающая обезмеживание в электропечи и миксере-отстойнике со снятием шликеров центрифугированием и возвратом их в электропечь, обеспечивает вывод и исключение из заводского оборота и отделения щелочных плавов до 82,3 % As, поступающего с черновым свинцом [15-18].

Технология предусматривает последующую возможность перевода мышьяка из штейно-шпейзовых расплавов в малотоксичную хранимую форму, в частности в компактный сульфидный продукт [19], железистую шпейзу [21] и др.

Мышьяк в концентратах олова находится в виде арсенопирита и при обжиге удаляется в возгоны в форме триоксида.

За последние десять лет было проведено достаточное количество работ по улучшению технологии вывода мышьяка из оловянного сырья. Например, была создана комбинированная схема доводки олово-свинцовых концентратов, которая включает щелочное и щелочно-кислитовое выщелачивание из них мышьяка, разделяя кек на свинцовый и оловянный продукты. Предложенная схема обеспечивает вывод из концентрата 93,74 % As и ~50 % S.

Что касается металлургии цветных металлов, то тут широко известны способы спекания рудных материалов с карбонатом натрия, в ходе которого, некоторые компоненты переходят в водорастворимую форму.

В Республике Казахстан были разработаны технологии более рациональной переработки мышьяксодержащего сырья (полиметаллического), такие как:

а) вакуум-термический способ, основанный на разложении арсенопирита с отгонкой мышьяка и серы в вакууме [6, 23]

При наличии в шихте 10-20 % пирита, температуре обжига 800-900 °С, остаточном давлении 0,7-7,0 кПа до 99 % мышьяка отгоняется в виде металла и сульфида. Огарок от вакуум-обжига содержит 0,2-0,5 % As. Из-за сложности использования вакуумирования при высоких температурах процесса для многоэтажного производства, возникают некие трудности;

б) окислительно-сульфидирующий обжиг арсенопиритных концентратов, мышьяксодержащих оборотных материалов (шликеров, пылей, арсенит-арсенатных продуктов) в печах шахтного типа [23].

Разработанная в ХМИ имени Е. А. Букетова технология переработки золотокобальтомышьяковистого концентрата [23-24] на примере переработки концентрата месторождения Саяк-4 (Центральный Казахстан) показывает, что при сульфидирующем обжиге концентрата в шахтной печи при температурах 650-800 °С и расходе воздуха 12,85 м³/т степень отгонки мышьяка из материала достигает 99,3 %.

Содержание мышьяка в огарке после обжига составляет около 0,6 %. Мышьяк после второго сульфатизирующего обжига концентрируется в компактный и малотоксичный сульфид, который пригоден для хранения. В данной схеме исключен сброс растворов в канализацию. Сама технология максимально проста в аппаратурном оформлении, не требует капитальных затрат и самое главное – защита окружающей среды от токсичных соединений мышьяка, которая обеспечивается данной схемой.

в) в Казахском национальном техническом университете проведен комплекс лабораторных, полупромышленных и промышленных исследований по окислительно-сульфидирующему обжигу медно-мышьяковых и золотомышьяковых концентратов в печах «кипящего слоя» [17].

Было установлено, что при дозировке мышьякового концентрата и пирита в шихте, а также при регулировании кислорода в дутье, наш мышьяк на 93-94 % переходит в возгоны. Сами возгоны содержат 70-80 % сульфидного, 10-12 % оксидного и 5-8 % элементного мышьяка.

Что касается огарка, то при его содержании мышьяка 0,2 – 0,5 %, его перерабатывают традиционными методами. В опытном масштабе технология была проведена в Новосибирском оловянном заводе, а в промышленном масштабе на Средне - Уральском медеплавильном заводе.

Сульфоарсенидные концентраты подвергают обжигу в печах кипящего слоя (КС) в атмосфере, обедненной кислородом. Данный передел демонстрирует, что отгоняется 96-98 % мышьяка в основном в форме сульфида [19-21]. Огарки после обжига содержат 0.10-0,15 % As.

Данный процесс за счет своей автогенности имеет свои энергетические и эксплуатационные преимущества. Также за счет эффективного использования кислорода дутья, высокой степени извлечения и хорошего качества готового

продукта, можно его считать достаточно эффективным процессом. Технология достаточно гибкая и простая в управлении режимами обжига.

Помимо вышеупомянутых пирометаллургических методов, также существуют другие. Например, процесс плавки мышьяксодержащих полиметаллических материалов с введением в шихту карбоната кальция или гидроксида кальция [24-27].

Предложения по максимальной отгонке мышьяка с отходящими газами имеют цель, наоборот, максимально сконцентрировать его в газовой фазе в форме As_2O_3 и перевести его в отвальный продукт из промывных растворов системы газоочистки, для чего в шихту добавляют реагенты, способствующие образованию легколетучих соединений мышьяка, в частности смесь соды с пиритным концентратом, а обжиг ведут в печи КС с дутьем, обогащенным кислородом

В России учеными был разработан способ и аппаратура, которая позволяет удалять мышьяк из медных концентратов при помощи сульфидовозгонного обжига в атмосфере циркулирующих технологических газов в условиях псевдоожижения материала в реакторе КС.

Мышьяк возгоняется в виде парообразных сульфидов, которые сжигаются в концентрате и при дальнейшем охлаждении в приемнике образуют стеклообразную массу. Содержание As в огарке не превышает 0,07-0,10 % при исходном содержании 3,6 %, содержание As в возгонах составляет 68-70 %.

1.3 Технологии переработки мышьяк- золото-углеродсодержащего сырья

Золото-мышьяковые (золото-арсеновые) руды являются наиболее тяжёлым объектом обогащения, потому что могут содержать до 10 % мышьяка в виде арсенопирита со значительным количеством золота тонкого, почти эмульсионного вкрапления. Кроме арсенопирита в рудах обычно содержится халькопирит. Эти руды очень трудно обогащаемы из-за наличия в них углистых сланцев.

Руды, у которых имеются тонкие вкрапления золота, чаще всего подвергаются методу флотации, при этом в концентрат переходят золотосодержащие сульфиды и мелкое свободное золото. Концентрат далее необходимо переработать, чтобы отделить в итоге золото или сплав благородных металлов. Существует два метода, чтобы переработать наш концентрат. Это гидро- и пирометаллургические методы.

Рассмотрим гидрометаллургические методы. Их можно разделить на две группы: методы предварительного выделения мышьяка с последующей металлургической переработкой золотосодержащего продукта и методы непосредственного извлечения золота из концентратов.

Самым эффективным методом считается, когда вскрывается золото из упорных концентратов методом автоклавного окисления [34-36, 40]. Но, к сожалению, при водном выщелачивании концентратов не получается полностью извлечь мышьяк в раствор [37]. Для того, чтобы наш мышьяк и железо полностью перевели в раствор, а золото извлекалось максимально полном объеме, многие рекомендуют серноокислотное автоклавное выщелачивание [38-39].

Наиболее перспективным методом является биологическое окисление мышьяка. На данном этапе выщелачивании происходит окисление пирита и арсенопирита при помощи бактерий. А свободное золото остается в нерастворимом осадке, которое далее направляется на цианирование.

Но применение гидрометаллургических методом не всегда экономически выгодно, особенно, когда месторождение расположено в районах с малым количеством водных ресурсов. В частности, в Казахстане таких месторождений очень много. Поэтому сейчас набирают обороты и привлекают большее внимание пирометаллургические процессы, где мышьяк выводят в начале процесса.

Обогащение золотомышьяковых руд производится по комбинированной гравитационно-флотационной схеме. После выделения из выходной руды отсадкой с очисткой на концентрационных столах гравитационного концентрата отходы гравитационного цикла направляются на флотацию с выделением коллективного концентрата.

Особую сложность при флотации сульфидов представляют углеродистые вещества, которые переходят в концентрат и значительно повышают их выход, но снижают содержание золота. Кроме того, эти концентраты в дальнейшем не могут перерабатываться цианизацией, потому что углистые сланцы являются сорбентом золото-цианистого комплекса. В этом случае углистый концентрат из коллективного концентрата выделяют с добавлением извести, вспенивателя Т-66 и керосина, а отходы флотации углистых сланцев с добавлением медного купороса разделяют на золото-пиритный и золото-арсеновый концентраты.

Сульфидные месторождения золота содержат руды, которые относятся к классу «упорных». Основным минералом, где является арсенопирит. Золото находится в ассоциации с арсенопиритом и входит в макроструктуру, что не позволяет перерабатывать данный вид сырья в полной мере и вызывает значительные трудности. Также при переработке данного сырья выделяются вредные соединения мышьяка, которые в дальнейшем оказывают негативное влияние на окружающую среду и качество получаемых концентратов.

Поэтому основной проблемой переработки золотосодержащих арсенопиритных руд и концентратов является удаление мышьяка в виде безопасных соединений, таких как, сульфид мышьяка (три сульфид мышьяка и тетра сульфид тетра мышьяка), у которых также есть промышленное значение.

В последние года наблюдается тенденция к перспективным методам удаления мышьяка из арсенопиритных руд и концентратов в виде его сульфидов и одновременного вскрытия золота. Таким методом является процесс обжига руд и концентратов при высоком потенциале серы в атмосфере перегретого водяного пара.

Большого внимания заслуживают разработанные в последние годы технологии по отгонке мышьяка из золотосодержащих арсенопиритных концентратов термолизом в нейтральной среде, вакууме при окислительно-сульфидизирующем обжиге. Большим плюсом и достоинством такой технологии является то, что есть возможность удалять мышьяк в один этап, переводя его, в малотоксичный сульфид, а далее его можно складировать без специальных условий хранения и далее использовать для промышленного значения. Также повышается степень извлечения благородного металла – золота за счет тонкого и мелкого золота, ну и конечно, снижается неблагоприятное влияние на окружающую среду [3].

Эффективным методом предварительной деарсенации упорных золотомышьяковых концентратов относится обжиг.

Окислительный обжиг как таковой является операцией подготовительной перед цианированием или плавкой. Данный процесс хорошо описан в работе [3].

Окислительный обжиг — традиционный и один из наиболее распространенных в промышленной практике метод окислительного вскрытия благородных металлов из упорных сульфидных концентратов и руд.

Технологический процесс реализуется в различных вариантах в зависимости от аппаратного оформления, температурного диапазона, газовой среды и состава шихты (твердых добавок к обжигаемому материалу).

По аппаратному оформлению различают обжиг:

подовый (в печах с ручным или механическим перемешиванием материала - камерных, Эдвардса, многоподовых, трубчатых вращающихся и пр.);
в псевдооживленном (кипящем) слое (в печах кипящего слоя (печи КС) и циркулирующего кипящего слоя — (печи ЦКС) или «Процесс Lurgi»).

По химизму (газовая среда и твердые добавки в шихту обжига) существуют:

- обжиг в слабоокислительной (в том числе «инертной») атмосфере;
- сульфидизирующий;
- сульфатизирующий;
- окислительно-хлорирующий;
- собственно, окислительный и десульфуризирующий;
- обжиг в присутствии извести, углеродистых, минеральных добавок.

Изначально для обжига концентратов были использованы глубоко известные в металлургии многоподовые печи, в частности печь Веджа [4].

На основе широкого комплекса теоретических и экспериментальных исследований Иргиредметом произведена оптимизация параметров обжига, определены условия цианирования получаемых огарков и предложены методы подготовки огарков к гидрометаллургической переработке.

В Иргиредмете проведены опытно-промышленные испытания на концентратах большой группы месторождений СССР. Выполнены технологические регламенты на проектирование новых и реконструкцию действующих предприятий: Бакырчикский ГМК (Казахстан), ГМЗ-3 Навоийского ГМК (Узбекистан), Кочкарский обжиговой завод.

В Иргиредмете проводится лабораторное тестирование по обжигово-цианистой схеме всех упорных сульфидных концентратов в составе комплексных исследований.

В современных условиях более востребованными, в отличие от обжигово-цианистых схем, являются обжигово-плавильные и обжигово-доводочно-плавильные схемы, позволяющие вести переработку труднообогатимых упорных гравитационных концентратов с получением золота лигатурного в слитках.

В регламентах, наряду с извлечением золота и серебра, предусмотрены мероприятия:

- комплексное использование сырья (попутное извлечение серо- и мышьяк содержащих товарных продуктов);
- очистка газов и сточных вод от токсичных веществ до требуемых санитарных норм.

Перед обжигом концентраты сушили до содержания влаги 8-10 % и далее уже подавали на верхний под печи. Обжиг протекал автогенно и продолжительностью 4-5 часов. Система пылеулавливания состояла из двух последовательно установленных электрофильтров — горячего и холодного. Температура в горячем электрофильтре составляла 120 °С. Пары As_2O_3 конденсировались во втором электрофильтре.

В производстве на золотодобывающих предприятиях наиболее распространены одноподовые печи типа Эдвардса простого и двойного действия. Это механизированная отражательная печь прямоугольного сечения. Печь состоит из металлического кожуха, футерованного кирпичом и с конца печи, имеется одна или две колосниковых топки для сжигания топлива (дрова, уголь, нефть, газы). При обработке концентратов с высоким содержанием серы (более 30 %) обжиг протекает автогенно. Температура печи в этом случае поддерживается за счет тепла экзотермических реакций окисления сульфидов. Навстречу топочным газам движется так называемая обжигаемая масса. Сами огарки непрерывно разгружаются через отверстие в поде печи. Самое главное преимущество печей Эдвардса — это то, что они работают в широком диапазоне

температур и позволяют обжигать концентраты различного химического состава.

Наряду с применением и постоянным совершенствованием подового обжига с 1947 г. в практике зарубежной промышленности все шире распространяется более прогрессивный с технологической точки зрения обжиг золотосодержащих руд и концентратов в печах КС.

Химико-металлургическим институтом имени Ж.Абишева был разработан метод окислительно-сульфидирующего обжига золотомышьякового концентрата в печах шахтного типа, основанный на процессе сульфидирования арсенопирита пиритом с выделением в газовую фазу сульфидов мышьяка. [5]

Данные сульфиды мышьяка хоронятся, как 3 класс опасности, а золото из огарка извлекается цианированием. Сам процесс состоит из 2 стадий.

Первоначально обжиг протекает при температуре 500 °С и происходит процесс сульфидирования мышьяка арсенопирита с образованием тетра сульфид мышьяка, который очень легколетуч.

На второй стадии, когда температура повышается до 650-700 °С пирротин окисляется до гематита. Недостатком данного процесса является то, что в случае нарушения соотношения серы в шихте и кислорода в дутье будет происходить образование оксида мышьяка. И улавливать их необходимо дорогостоящим дополнительным оборудованием.

Также есть исследования [5] по плавке упорных золото мышьяковистых концентратов на железистый штейн. В них оказана возможность деарсенации и высокого извлечения золота. Штейн, обогащенный благородными металлами, отправляют на конвертор. Затем штейн подвергают уже обжигу в печи КС, а огарок отправляют на цианирование. Недостаток данной технологии так же является образование газообразных соединений мышьяка, которые требуют особых мер предосторожности при улавливании.

Для все более часто встречающегося одностадийного обжига (как правило, при содержании As < 1 вес. %), можно отметить следующее. Для оптимального извлечения золота эксплуатация обжиговой печи проводится в определенном рабочем диапазоне температуры и парциального давления кислорода. Ввиду естественной устойчивости температуры и состава газа во всей системе печи с циркулирующим кипящим слоем (ЦКС) реактор с ЦКС является самым подходящим для этих целей. Для различных руд требуются разный уровень температуры. Уровень температуры, как правило, находится в диапазоне 550 – 720 °С. Эксплуатация печи выполняется в пределах 10 °С от ее установки.

Несмотря на невысокую температуру, гарантированно соблюдаются следующие технологические критерии:

- Высокая эффективность удаления серы и сжигания углерода.
- Безопасное и контролируемое сжигание таких вспомогательных видов топлива, как уголь, керосин и дизель.

1.3.1 Окислительный обжиг мышьяксодержащих концентратов

Значительное количество производств используют вскрытие золотосодержащих сульфидно - мышьяковых концентратов посредством окислительного обжига. Но при таком методе выделяется огромное количество сернистого газа и пыли, содержащей мышьяк, что крайне недопустимо с точки зрения экологии. Степень извлечения благородных металлов из огарков составляет всего 75 - 85 %.

Наиболее распространен в практике золото добычи – окислительный обжиг, который основан на взаимодействии плотных зерен сульфидов железа (пирит, арсенопирит), переходящих в пористый гематит по реакциям:



Изначально золотосодержащую руду полностью подвергали окислительному обжигу. В качестве топлива используют дрова, газ и уголь. После обжига материал охлаждают, измельчают и цианируют, как обычные окисленные руды.

При удовлетворительном в целом извлечении золота из ряда упорных руд указанным методом стоимость обжига всей массы руды оставалась довольно высокой. Но несмотря на это по настоящее время зарубежные фабрики применяют успешно данную технологию.

К ним, в частности, относится золотодобывающее предприятие Гетчелл.

За последнее время окислительный обжиг получил большое широкое распространение, так как многие золотоизвлекательные фабрики перешли на флотационные схемы обогащения руды, с получением достаточного количества упорных пиритных и мышьяково-пиритных концентратов, которые трудно поддаются прямому процессу цианирования.

В настоящее время окислительный обжиг флотационных концентратов применяют на многих золотоизвлекательных предприятиях ЮАР, Канады, Австралии, Ганы, США и других стран. Наиболее крупными предприятиями, применяющими окислительный обжиг золотосодержащих концентратов, являются: Джайент Йеллоунайф, Диккенсон, Кохеноур Виллане, Кэмпбел Ред Лэйк и Лэйк Шор; Лэйк Вью энд Стар, Боулдер Песеверенс и Норд Кал-гурли; Голден Сайкл, Гетчелл; Ашанти Голдфилдз Карпорейшн, Аристон Голд Майнз; Дални и др.

Проведение окислительного обжига золотой головки с последующей плавкой позволяет максимально полностью удалить серу, мышьяк. Ведь они образуют помимо металлического сплава и шлака, сульфидных (штейн) и арсенидных (шпейзы) сплавов, растворяющих в себе часть благородных металлов. Массовая доля золота в этих фазах может достигать 1,5–2,0 %.

Данный режим окислительного обжига, который применяется зависит от количественного и качественного состава сульфидного гравитационного концентрата. В первую очередь – это необходимая стадийность (количество, продолжительность, окислительная атмосфера и температура каждой из стадий/ ступеней обжига).

Огарок, содержащий в себе смесь кислородных и сульфидных соединений металлов, после окислительного обжига направляется на реакционную плавку вместе с медьсодержащим сырьем с получением штейна, в котором достаточное количество благородных металлов. Из штейна путем конвертирования получают черновую медь, являющейся коллектором благородных металлов.

Таким образом, исходя из критического анализа литературных данных наиболее приемлемым способом переработки концентратов двойной упорности является двухстадийный окислительно-сульфидирующий обжиг с использованием кислородсодержащего дутья в интервале температур 600-750 ° С. Непосредственным объектом исследования диссертации является окислительный обжиг просульфидированных огарков и последующее цианирование золота из огарка.

2 Экспериментальная часть

2.1 Характеристика исходных материалов

Был произведен отбор проб на предприятии ТОО «Бакырчикское горнодобывающее предприятие».

Для исследований были выбраны следующие объекты исследований: маломышьяковый флотационный концентрат Бакырчикского месторождения (2,4 % As); высокомышьяковый флотационный концентрат Бакырчикского месторождения (12% As).

. Крупность исследуемых продуктов 0,1 мм. Среднее содержание Au в Бакырчикской руде – 6,9 г/т.

Были получены результаты физико-химических анализов исходных материалов.

Рентгенодифрактометрическим анализом анализировался исходный арсенопирит, %: 33,8 – Fe, 19,6 – S и 44,8 - As при крупности 81 % – 73 мкм, идентифицированы плотные малопористые частицы с развитой поверхностью ($S=0,67 \cdot 10^{-3} \text{ м}^2/\text{кг}$).

Результатами установлено, что в арсенопирите обнаружены незначительные примеси пирита (FeS_2), пирротина (Fe_{1-x}S) и нерудных составляющих, представленных в основном кварцем (до 1 %). Мономинеральный пирит содержал 47,1 % Fe и 51,3 % S при крупности 81 % – 73 мкм.

Минералогическим анализом пирита установлено наличие незначительной примеси магнетита и нерудных минералов, которые в основном представлены кварцем (2,6 - 3,2 %). Был осуществлен монтаж установки для процесса сульфидирующего обжига, с выводом мышьяка в возгоны в сульфидной форме. В качестве сульфидизатора принят пирит. Исходный состав объектов исследования представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Исходный состав объектов исследования

Наименование материала	Содержание компонентов, %					
	Cu	Fe	Zn	C	S	As
Бакырчикский концентрат с низким содержанием As	0.05	17.64	–	13	5.4	2.4
Бакырчикский концентрат с высоким содержанием As	0.11	24.5	–	–	18,1	12.0

В ходе проведения обжига получают огарки. Их подвергают водному выщелачиванию с целью вывода из процесса мышьяка и серы. Анализ огарков на содержание золота проводилась рентгенографическим методом, определены формы мышьяка, серы и железа.

Для того чтобы определить оптимальный режим проведения окислительного обжига, изучалось влияние следующих параметров: температуры, продолжительность расхода Na_2CO_3 , степени превращения мышьяка и извлечение его в водную фазу при выщелачивании огарка.

Исходные материалы. Исходный Бакырчикский концентрат с высоким и низким содержанием As исследовался рентгенодифрактометрическим анализом. Рентгенодифрактометрический анализ проведен на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3 с $\text{CuK}\alpha$ – излучением, β -фильтр. Условия съемки дифрактограмм: $U=35$ кВ; $I=20$ мА; съемка θ - 2θ ; детектор 2 град/мин.

Бакырчикский концентрат с низким содержанием As – содержание мышьяка до 2,4 %, Бакырчикский концентрат с высоким содержанием As – содержание мышьяка до 12,0 %.

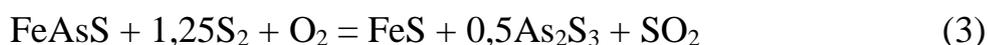
Таблица 3 – Результаты фазового состава Бакырчикского концентрат с высоким содержанием As

Элементы	Минералы		Породообразующие	Углеродистое вещество	Золото г/т	Прочие	Сумма
	FeAsS	FeS ₂					
S	2,58	9,44					12,02
As	6,02						6,02
Fe	4,49	8,23	1,53				14,25
C				12,67			12,67
SiO ₂			31,5				31,5
Al ₂ O ₃			13,224				13,24
Au					71		
Прочие						10,3	10,3
Всего	13,09	17,67	46,27	12,67	-	10,3	100

2.2 Термодинамическое обоснование сульфидирующего и окислительного обжига

2.2.1 Термодинамическое обоснование сульфидирующего обжига

С использованием программы термодинамических расчетов Outokumpu OU выполнены термодинамические расчеты возможных реакций сульфидирования арсенопирита. Установлено, что сульфидирование арсенопирита протекает стадийно с образованием сульфидов мышьяка As_4S_4 и As_2S_3 по реакциям:



Установлено, что в системе Fe–As–S с повышением температуры и при значительном парциальном давлении мышьяка образуются фазы арсенидов железа. На рисунке 3 в системе Fe–As–S при повышении температуры с низким давлением мышьяка высшие сульфиды железа диссоциируют с образованием низших сульфидов железа и до металлического железа. При повышении парциального давления As в газовой фазе образуются арсениды железа FeAs₂ и FeAs. FeAs₂ образуется при 600 – 700 °С, а FeAs свыше 700 °С. На рисунке 3 представлена диаграмма фазового равновесия железо-мышьяк-сера.

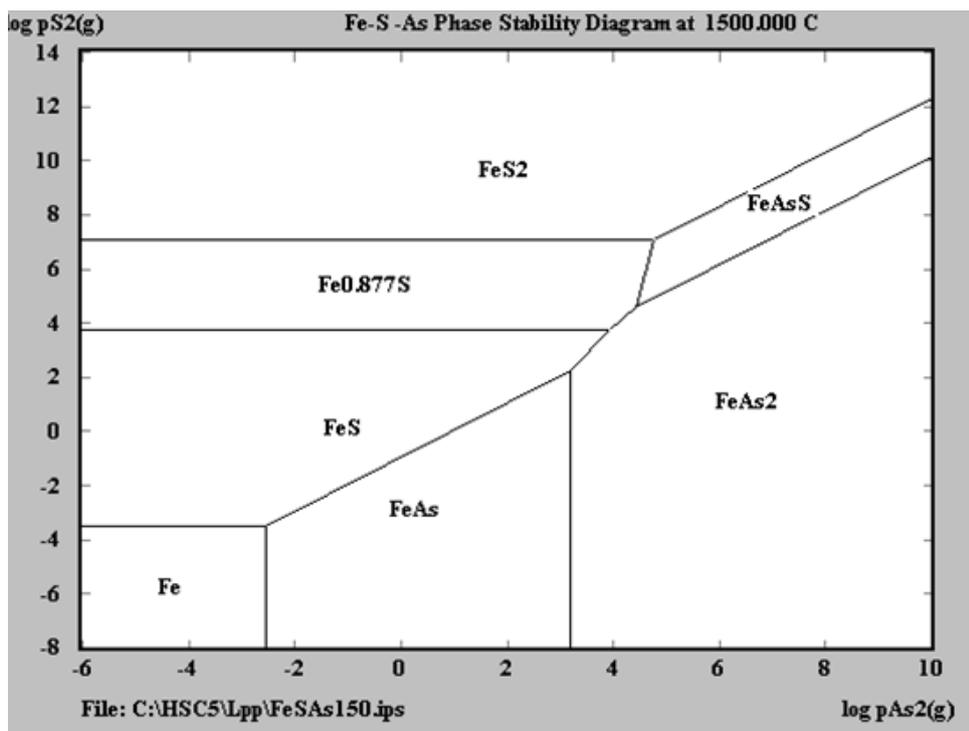


Рисунок 3 – Диаграмма фазового равновесия Fe – As – S

Установлено, что при сульфидировании арсенопирита наиболее термодинамически вероятными являются процессы, идущие с образованием сульфидных форм мышьяка (As₂S₃, As₄S₄), причем присутствие в системе ограниченного количества кислорода повышает термодинамическую возможность протекания реакций сульфидирования. На рисунке 4 изображена диаграмма системы Fe – As – S в зависимости от log P As₂ – T при P S₂ 1· 10⁻⁵Па.

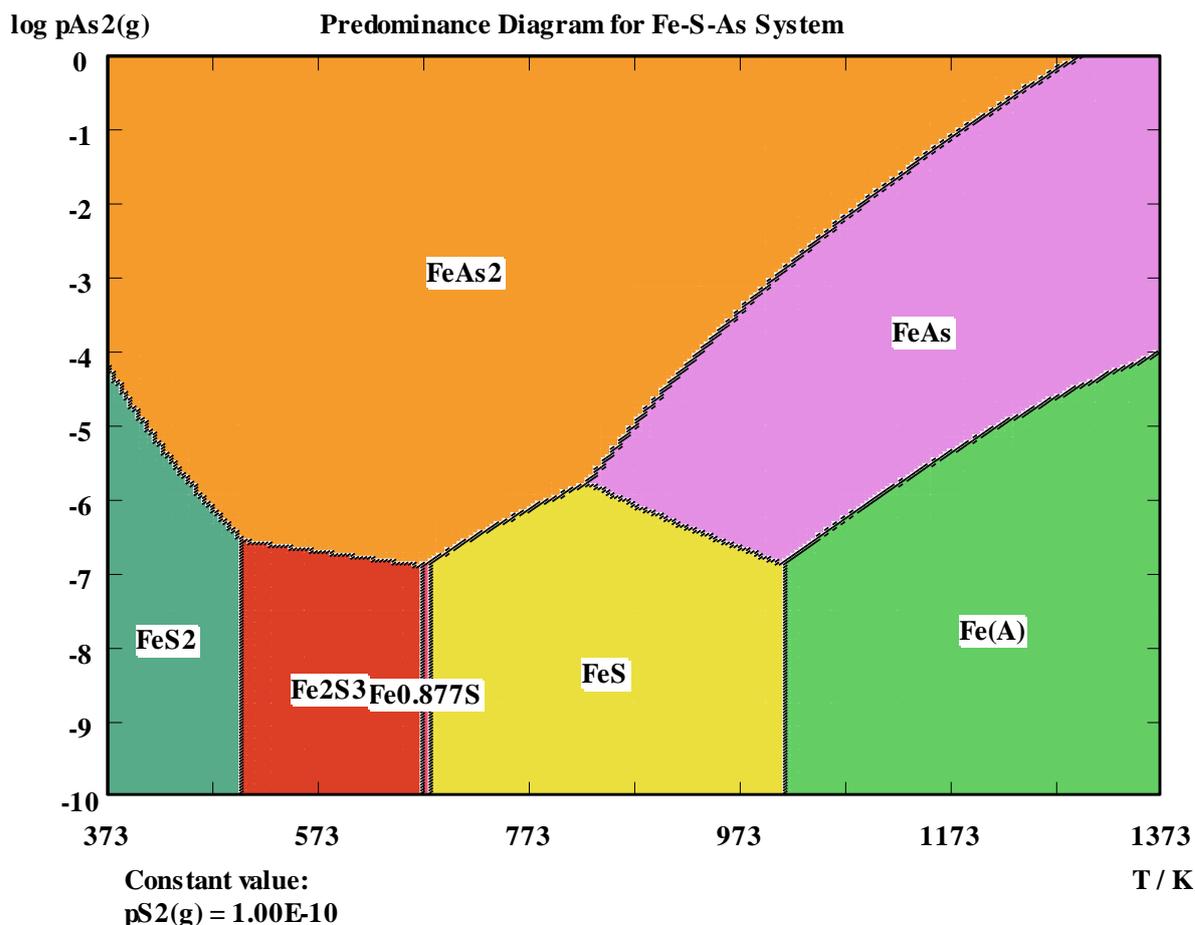


Рисунок 4 – Диаграмма системы Fe – As – S в зависимости от $\log P_{As_2}$ – T при $P_{As_2} 1 \cdot 10^{-5}$ Па

2.2.2 Термодинамическое обоснование окислительного обжига

Установлено по результатам термодинамического анализа, что при окислении арсенопирита образуются оксиды мышьяка и железа. При этом образующиеся трех- и пятиокиси мышьяка обладают высокой летучестью и пагубно влияют на технологический процесс.

При ведении обжига с добавкой сульфидизатора в виде пирита, образуются сульфиды мышьяка, т.е. термодинамически доказано, что возможно более 95 % мышьяка переводить в возгоны в As_2S_3 , As_4S_4 , AsS . Основные результаты сведены в таблицу 4.

Таблица 4 – Термодинамический анализ окислительно – сульфидирующего обжига

Реакция	Значение термодинамического потенциала (ΔG^0_T) при температуре, К					
	573	673	773	873	973	1073
Окисление арсенопирита						
1. $2\text{FeAsS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{As}_2\text{O}_3 + 2\text{SO}_2$	-1654	-1564	-1454	-1400	-1364	-1331
2. $2\text{FeAsS} + 3/2\text{O}_2 = 2\text{FeS} + \text{As}_2\text{O}_3$	-808	-838	-872	-908	-946	-984
3. $6\text{FeAsS} + 10,5\text{O}_2 = 6\text{SO}_2 + \text{As}_2\text{O}_3 + 2\text{Fe}_2\text{As} + \text{Fe}_2\text{O}_3$	-2875	-2796	-2719	-2642	-2563	-2481
4. $6\text{FeAsS} + 10,5\text{O}_2 = 6\text{SO}_2 + \text{As}_2\text{O}_3 + 2\text{FeAs}_2 + 2\text{Fe}_2\text{O}_3$	-3099	-3023	-2947	-2868	-2807	-2748
Окислительно-сульфидирующий обжиг						
1. $8\text{FeAs} + 5\text{FeS}_2 + 8,5\text{O}_2 = 13\text{FeO} + 2\text{As}_4\text{S}_4 + 2\text{SO}_2$	-2720,3	-2659,2	-2598,8	-2538,8	-2478,9	-2418,7
2. $4\text{FeAs} + 5\text{FeS}_2 + 6,5\text{O}_2 = 9\text{FeO} + 2\text{As}_4\text{S}_4 + 2\text{SO}_2$	-1875,8	-1860,1	-1845,6	-1832,3	-1820,0	-1808,6

Таким образом, выполнено термодинамическое обоснование и технологические результаты окислительного обжига.

Установлено, что при окислении арсенопирита образуются оксиды мышьяка и железа, причем образующиеся трех- и пятиокиси мышьяка, обладают высокой летучестью и пагубно влияют на технологический процесс. При ведении обжига с добавкой сульфидизатора в виде пирита, образуются сульфиды мышьяка, т.е. термодинамически доказано, что возможно более 95 % мышьяка переводить в возгоны в As_2S_3 , As_4S_4 , AsS

2.3 Термогравиметрический анализ арсенопирита

Термогравиметрический анализ арсенопирита проводился на сканирующем калориметрическом анализаторе STA 409 PC NETZSCH, рисунок 5.

Установлено, что наибольшая скорость разложения арсенопирита достигается при температуре 779,9 °С, а пирита - при 590 °С. Процесс разложения происходит в 3 стадии (500, 590, 779,9 °С). Подшихтовка к арсенопириту пирита повышает величину кажущейся энергии активации процесса со 115 – 170 кДж/моль в атмосфере азота (от 65 – 350 кДж/моль в атмосфере воздуха) до 450 – 512 кДж/моль в атмосфере азота (451 – 515 кДж/моль в атмосфере воздуха).

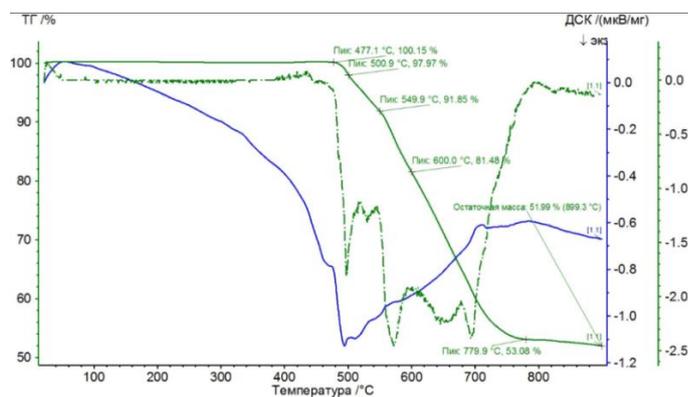


Рисунок 5 – Результаты дифференциальной сканирующей калориметрии (ДСК) арсенопирита

2.4 Технологические исследования сульфидирующего обжига

Исследования по сульфидированию осуществлялись на лабораторной установке, включающей двухзонную печь с регулированием температуры по зонам, систему очистки и подачи газа-носителя, систему улавливания и контроля отходящих газов.

В качестве сульфидизаторов использовались элементная сера марки «ОСЧ» и мономинеральный пирит, содержащий (%): железо – 45,2; сера – 52,0. Крупность исследуемых продуктов в экспериментах – 0,1 мм.

Навеска концентрата в корундовой лодочке устанавливалась в реакционную зону кварцевого реактора, а навеску с сульфидизатором (серой) помещали в зону газификации. Систему продували очищенным от кислорода и влаги газом-носителем (азотом), который подавался в течение всего эксперимента и при охлаждении реактора.

Кварцевый реактор с реагентами устанавливался в двухзонную печь, разогретую предварительно до заданной температуры, которая автоматически поддерживалась постоянной в течение всего эксперимента с точностью ± 2 °C.

Регулирование давления серы осуществлялось изменением температуры в зоне газификации и контролировалось массметрическим методом.

При использовании в качестве сульфидизатора пирита парциальное давление серы в зоне реакции определяется не только температурой, но и наличием кислорода в газовой фазе, степенью диссоциации пирита и т.д. В такой системе сульфидирование протекает не только за счет лабильной серы пирита, но и в результате твердофазного взаимодействия пирротина с соединениями мышьяка. Поэтому сульфидирование пиритом проводили с использованием одной лодочки, куда помещалась смесь пирита и концентрата. Огарок и возгоны подвергались химическому и рентгеноструктурному анализу на установке «Дрон-3М».

Сульфидирование элементной серой. Показатели процесса при

фиксированном парциальном давлении серы приведены в таблице 5. Зависимость степени сульфидирования от величины парциального давления серы показана в таблице 6.

Результаты исследований показывают, что процесс сульфидирования элементарной серой заканчивается через 35–40 мин. Повышение температуры способствует увеличению полноты сульфидирования. При температуре 600 °С степень сульфидирования достигает 98 % и мало изменяется с дальнейшим повышением температуры.

Парциальное давление серы оказывает сравнительно небольшое воздействие на показатели процесса. Такая зависимость степени сульфидирования от парциального давления серы в газовой фазе характерна для реакций с внутридиффузионным сопротивлением. Слой образующегося в процессе реакции пирротина оказывает тормозящее воздействие газовым потокам как исходного реагента – серы, так и продукта реакции – тетрасульфида мышьяка.

Таблица 5 – Зависимость степени сульфидирования Au – As концентрата от температуры и продолжительности при парциальном давлении серы $P_{S_2} = 151$ Па

Продолжительность, мин	Степень сульфидирования (%) при температуре, °С			
	400	500	600	700
10	16,0	28,4	48,5	53,2
20	22,3	58,3	79,3	84,3
30	32,7	82,1	95,0	97,1
40	44,2	96,2	98,2	99,4

Таблица 6 – Зависимость степени сульфидирования Au – As концентрата (%) от парциального давления серы при температуре 600 °С и продолжительности 30 мин

Парциальное давление серы в газовой фазе, Па	2	20	58	151
Степень сульфидирования	42,7	69,0	82,5	96,8

Сульфидирование пиритом. Количество пирита, используемого в экспериментах, варьировалось от 10 до 40 % от массы концентрата. В таблице 7 представлена зависимость степени сульфидирования Au – As концентрата от температуры и продолжительности при 40 % (масс.) пирита

Анализ экспериментальных данных показывает, что в присутствии пирита процесс сульфидирования подчиняется примерно тем же временным и температурным закономерностям, что и с серой.

Таблица 7 – Зависимость степени сульфидирования Au – As концентрата от температуры и продолжительности при 40 % (масс.) пирита

Продолжительность, мин	Степень сульфидирования (%) при температуре, °С			
	400	500	600	700
10	12,2	24,5	45,5	51,6
20	17,6	52,8	74,8	83,8
30	27,5	76,3	90,0	96,0
40	39,8	86,1	96,1	99,1

Реакция сульфидирования завершается через 35 – 40 мин, при температурах 873 – 973 К степень сульфидирования составляет 96 – 99 %. Это показывает, что процесс разложения пирита не оказывает принципиального влияния на характер сульфидирования. Изменение количества пирита в шихте обжига от 10 до 40 % (масс.) приводит к увеличению степени сульфидирования в 2 – 2,5 раза, что свидетельствует о внутридиффузионном характере протекания процесса.

На рисунке 6 представлена двухзонная печь NABERTHERM компании NETZSCH с неподвижным слоем.



Рисунок 6 – Двухзонная печь NABERTHERM для сульфидирующего обжига

2.5 Исследование процессов окислительного обжига продуктов сульфидирующего обжига

Исследования проводились с целью уточнить технологические параметры деарсенирующего обжига золотомышьякового концентрата при различном расходе сульфидизатора и восстановителя, которым являлся каменный уголь. Также необходимо было изучить распределение основных компонентов шихты (мышьяка и серы) по продуктам обжига. В процессе опытов варьировался температурный режим и состав шихты обжига.

Проводились испытания на лабораторной установке, которая обеспечивает проведение обжига материалов в условиях кипящего слоя при различном содержании кислорода в дутье (рисунок 7).

Основной частью установки является реактор конической конфигурации (для уменьшения пылевыноса), выполненный из прозрачного кварца и помещенный в электропечь. В нижнюю часть реактора подается смесь кислорода и азота, причем нужное содержание кислорода в дутье обеспечивается варьированием количеством подаваемых кислорода и азота. Расход газовой смеси должен поддерживать устойчивое кипение слоя в реакторе и в целом моделировать реальные параметры дутья в промышленном агрегате.

Навеска исходного концентрата и сульфидизатора (10 г) до опыта помещалась в загрузочное устройство и после достижения необходимых условий эксперимента (температура, дутье и т.д.) производилась его загрузка в реактор.

Данная методика позволяет проводить исследование влияния различных факторов (температуры, содержания кислорода в дутье, продолжительности, добавки сульфидизатора и других) на полноту и формы отгонки мышьяка.

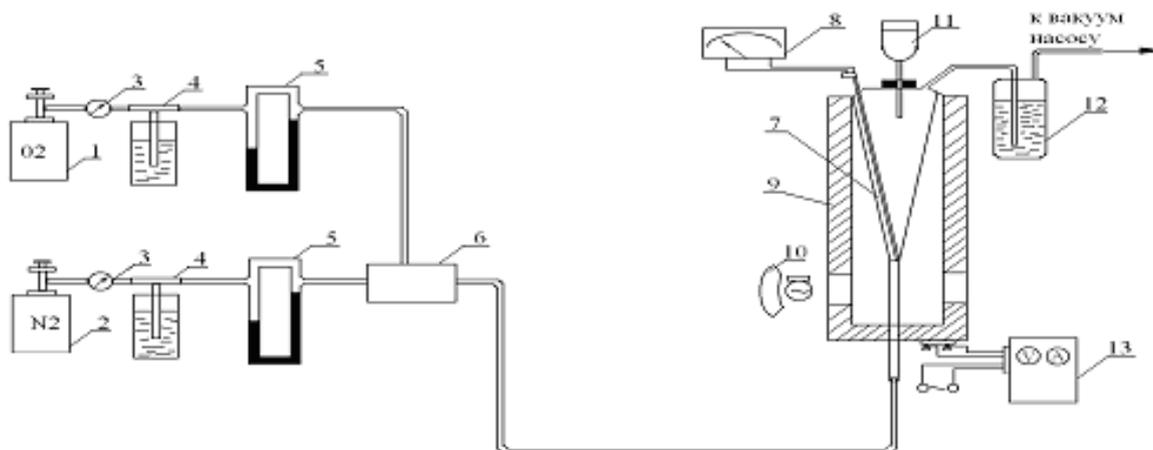
Показателем содержания кислорода в дутье было выбрано отношение смеси мышьяка с сером в шихте: кислород в дутье в массовых долях. Данное отношение наглядно для подсчета необходимого количества кислорода на окисление основных его потребителей – мышьяка и серы.

На рисунках 8 и 9 наглядно иллюстрируется влияние температуры на показатели возгонки мышьяка из концентрата.

Исходя из опытных данных, наблюдается интенсивное разложение арсенипирита при температуре выше 873К.

Благодаря исследованию влияния продолжительности обжига на полноту возгонки мышьяка из концентрата, было выявлено, что процесс практически завершается в течение 30-40 минут.

Значительное содержание серы в огарках обжига (около 20 %) позволяет рекомендовать для их переработки известные методы, основанные на принципе автогенности [20, 21, 22, 23, 24].



1 - баллон с кислородом; 2 - баллон с азотом; 3 - вентиль; 4 - маностаты; 5 - реометры; 6 - смеситель; 7 - кварцевый реактор; 8 - термопара с гальванометром; 9 - электропечь; 10 - осветительная лампочка; 11 - загрузочное устройство; 12 - поглотитель газообразных продуктов реакций; 13 - регулятор напряжения

Рисунок 7 – Экспериментальная установка для окислительно-сульфидирующего обжига

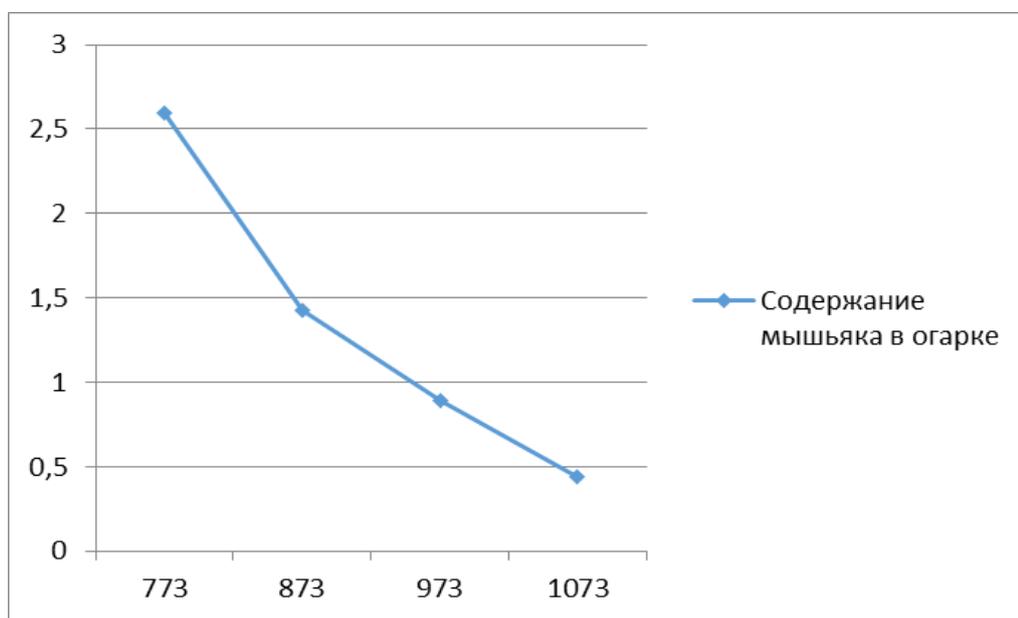


Рисунок 8 – Зависимость содержания мышьяка в огарке (%) от температуры (К)

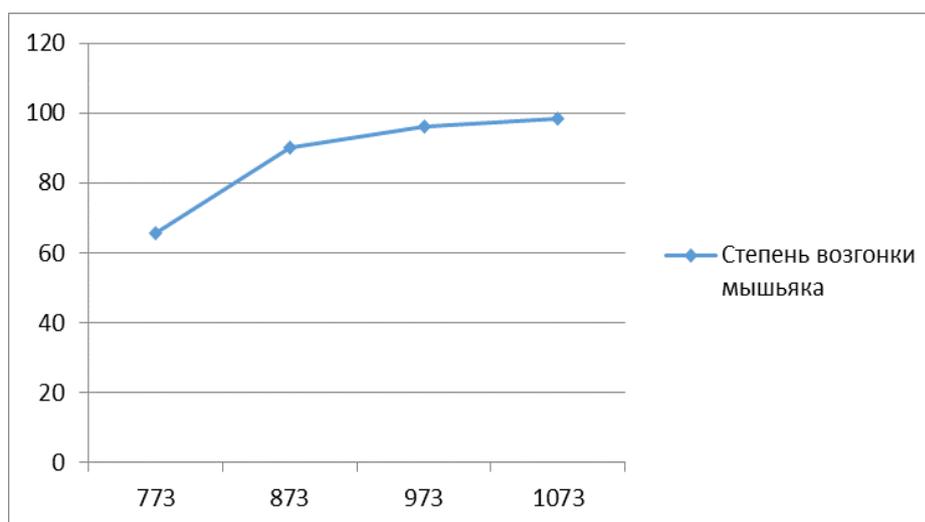


Рисунок 9 – Зависимость степени возгонки мышьяка (%) от температуры (К)

Влияние добавки сульфидизатора на степень отгонки мышьяка и серы показано в таблице 8. Добавка сульфидизатора приводит к увеличению степени возгонки мышьяка за счет связывания избыточного кислорода в дутье серой. Кроме того, как показывают результаты рентгенофазового анализа, увеличивается доля сульфидного мышьяка в возгонах.

Таблица 8 – Зависимость степени отгонки мышьяка и серы от количества сульфидизатора (температура – 973 К; отношение (As + S) : O₂ = 1 : 0,5; продолжительность – 40 мин)

Сульфидизатор	Количество, масс. % к концентр.	Содержание огарке, %		Степень возгонки, %	
		As	S	As	S
Элементная сера	3	0,28	18,2	96,0	50,1
	7	0,17	19,6	98,4	51,7
	10	0,11	20,0	99,5	52,5
Пирит	3	0,30	16,4	95,8	45,1
	7	0,19	17,3	98,3	46,5
	10	0,12	18,4	99,4	47,7

Таким образом, лабораторные исследования по окислительно-сульфидирующему обжигу золотомышьякового концентрата в условиях регулируемого кислородного потенциала в реакторе «кипящего слоя» показали, что дозируемое количество кислорода в дутье обжига и присутствие сульфидизатора в шихте позволяет на 99,0 – 99,5 % перевести мышьяк в возгоны в основном в сульфидной форме. Остаточное содержание мышьяка в огарке не превышает 0,10 – 0,11 %.

2.6 Цианирования огарков окислительного обжига

Был выполнен критический анализ гидрометаллургических и пирометаллургических технологий и методов переработки гравитационных и флотационных концентратов.

Таким образом, литературными данными подтверждается, что разработанный нами способ двухстадийного обжига золото-мышьяково-угольных концентратов, предусматривающий окислительный обжиг просульфидированных огарков для вскрытия золота при цианировании, является наиболее эффективным способом при переработки подобных руд.

Было установлено, что главным образом золото связано с пиритом и арсенопиритом, поэтому оно не растворяется при цианировании, без применения подготовительных технологии перед цианированием. Стандартная крупность измельчения 80-95 % класса – 0,074 мм и сверхтонкий помол.

Согласно разработанной технологической схемы, окисленный огарок после очистки от растворимых соединений направляется на цианирование.

Исходные материалы. Объектом для исследований явились пробы золото-мышьяково-угольных концентратов (высокомышьяковый флотационный концентрат Бакырчикского месторождения (12 % As), содержание Au в концентрате составило 90,48 г/т, извлечение 83,57 %; огарки окислительного обжига – содержание золота Au 98 г/т. Оптимальными условиями окислительно-сульфидирующего обжига были продолжительность процесса - 45 мин, температура 970 К, при этом достигается максимальная степень сульфидизации – 99,2 %. Остаточное содержание мышьяка в огарках не превышает 0,10 - 0,11 %.

Наличие золота в огарках подтверждается электронно-микроскопическими исследованиями проб, рисунок 10.

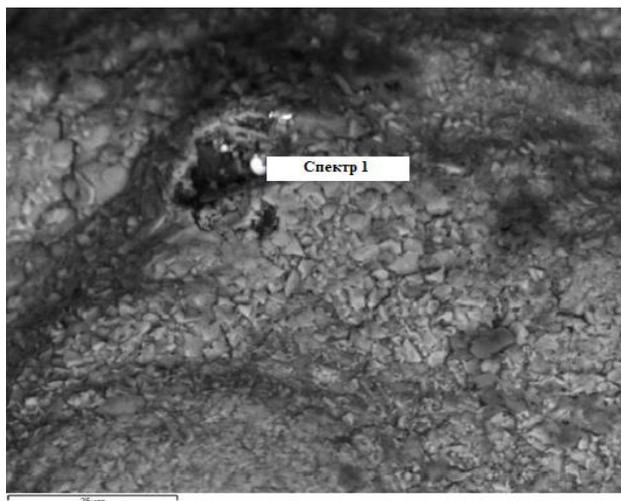


Рисунок 10 – Электронно-микроскопический снимок огарка с включением золота: а - спектр 1: $\text{Au}_{19}\text{Fe}_{45}\text{O}_{35.17}\text{Cu}_{0.4}\text{Si}_{0.4}\text{Al}_{0.03}$

Методика проведения эксперимента. Содержание твердого 33 %, концентрация NaCN 0,05 – 0,1 % и CaO – 0,01-0,02 %, продолжительность цианирования 24 часа. Цианирование проводилось при практически постоянных концентрациях цианида и извести. Для этого в пульпу добавляли столько оксида кальция и цианида, сколько необходимо для создания заданной концентрации этих реагентов в жидкой фазе. После 10-15 минут перемешивания пробу отбирали от жидкой фазы пульпы после остановки перемешивателя и отстаивания. Убыль жидкой фазы, вызываемую титрованием и испарением, восполняли добавлением цианистого раствора или воды.

Результаты исследований. Исследования по цианированию полученного огарка показали, что растворение золота заканчивается через 24 часа выщелачивания, рисунок 4. Степень извлечения золота из концентрата и огарка составляет 57 % и 94 % соответственно. Повышение извлечения золота составляет почти 50 % по сравнению с пробой, которая не подвергалась окислительному обжигу. На рисунке 11 изображен график кинетики выщелачивания флотационного концентрата и огарка после окислительного обжига.

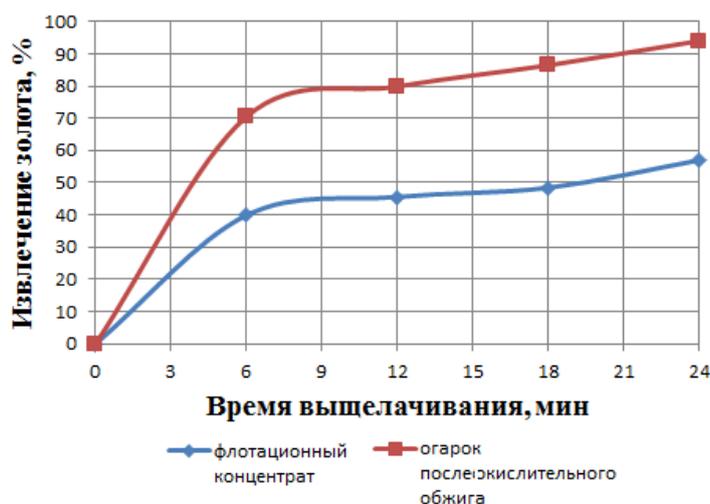


Рисунок 11 – Кинетика выщелачивания золотосодержащего флотационного концентрата и огарка данного концентрата после окислительного обжига

На рисунке 12 представлена схема цианирования огарка окислительного обжига. Таким образом, проведено цианирование огарков окислительного обжига, выбраны условия цианирования огарков окислительного обжига: содержание твердого 33 %, концентрация NaCN 0,05 – 0,1 % и CaO – 0,01 – 0,02 %, продолжительность цианирования 24 часа. Извлечение золота в раствор при цианировании достигает 92 - 94 %.

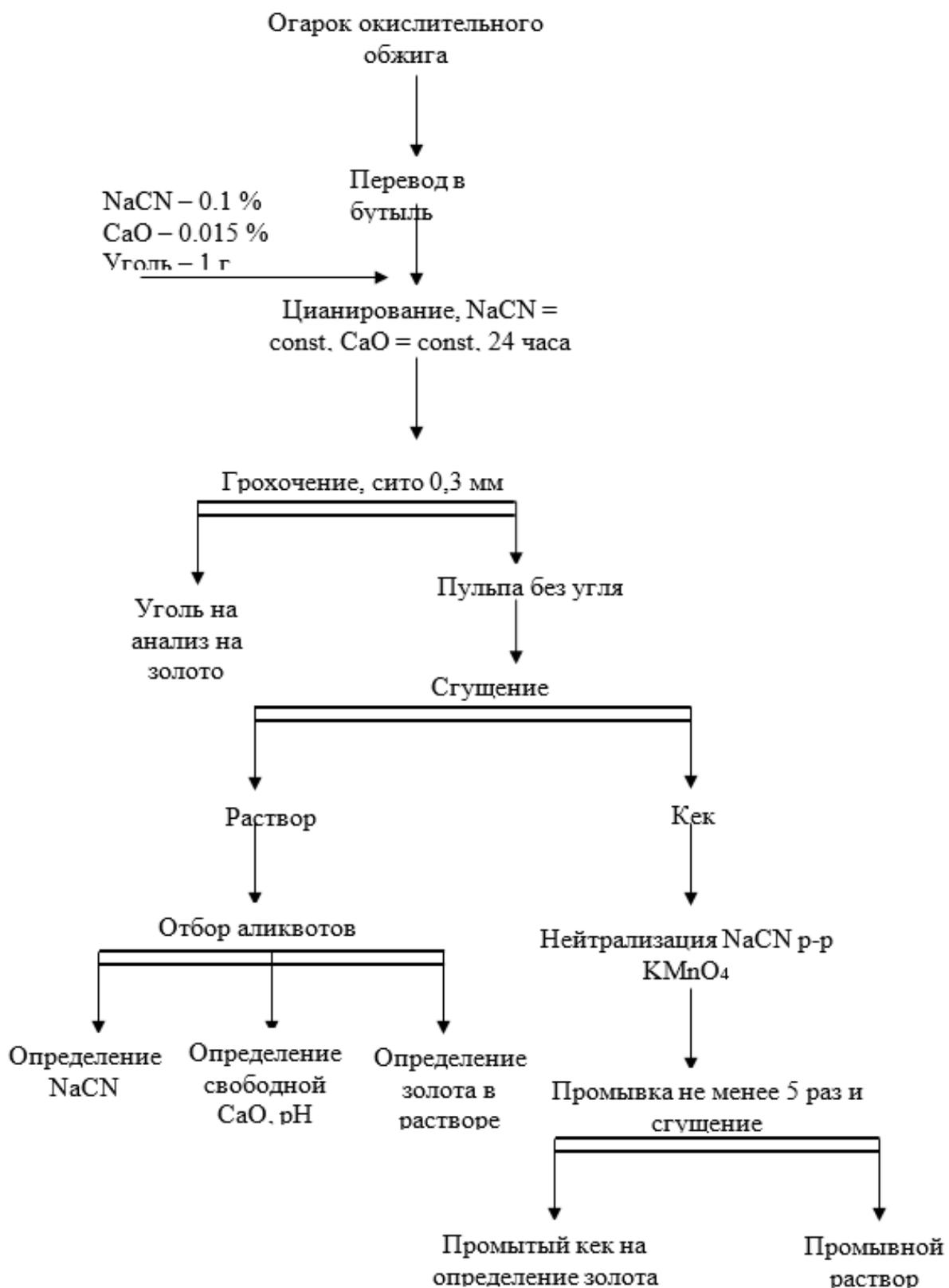


Рисунок 12 – Схема цианирования огарка окислительного обжига

3 Разработка математической модели и программы оптимизации процесса окислительно-сульфидирующего обжига

Математическое моделирование занимает одно из ведущих мест в исследованиях, проводимых в области металлургии. Этот метод дает возможность сократить продолжительность исследований и в то же время поставить на модели такие эксперименты, которые невозможно провести на реальном металлургическом объекте.

Конечной целью разработки математической модели является определение оптимальных условий протекания процесса.

1) Критерием оптимизации процесса является выход Y в %: максимальная степень сульфидирования $Au - As$ при 40 % (масс.) пирита

Граничные условия сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС представлены в таблице 9.

Известно, что необходимое количество опытов N при полном факторном эксперименте (ПФЭ) определяется по уравнению:

$$N = n^k, \quad (5)$$

где n – количество уровней; k – число факторов, т. е. необходимое число опытов

$$N = 2^3 = 8.$$

Таблица 9 – Граничные условия сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС

Условия процесса	X_1 , %	X_2 , (мин)	X_3 , (°C)
Нижний уровень	40	10	400
Верхний уровень	40	40	700

Полное уравнение регрессии запишется в виде:

$$Y = \bar{Y}_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_3 X_3 + b_{12} X_1 X_2 + b_{13} X_1 X_3 + b_{23} X_2 X_3 + b_{123} X_1 X_2 X_3, \quad (6)$$

где b – коэффициенты уравнения регрессии;

\bar{Y}_0 – свободный член уравнения регрессии, определяемый по формуле:

$$Y_0 = \frac{\sum_{j=1}^N \bar{Y}_j}{N} = 60,86 \quad (7)$$

Расширенная матрица планирования ПФЭ (полного факторного

эксперимента) и результаты 8 опытов двух параллельных экспериментов для процесса сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Расширенная матрица полного факторного эксперимента

	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	Y ₁	Y ₂	\bar{Y}
1	+	+	+	+	+	+	+	12,2	17,6	14,9
2	-	+	+	-	-	+	-	24,5	27,5	26
3	-	-	+	+	-	-	+	39,8	45,5	42,65
4	-	+	-	-	+	-	+	51,6	52,8	52,2
5	+	+	-	+	-	-	-	74,8	76,3	75,55
6	+	-	-	-	-	+	+	83,8	86,1	84,95
7	+	-	+	-	+	+	-	90	96	93
8	-	-	-	+	+	+	-	96,1	99,1	97,6
$Y_0 = 60,86$										

Коэффициенты уравнения регрессии определяли по уравнению:

$$b_j = \frac{\sum X_{ij} Y_i}{N} \quad (8)$$

Значения b_j составили величины:

$$b_1=49.95 \quad b_2=-149.55 \quad b_3=-134.05 \quad b_{12}=-26.05 \quad b_{13}=28.55 \quad b_{23}=146.05 \quad b_{123}=-97.45$$

Уравнение регрессии (математическая модель) примет вид:

$$Y = 60,86 + 49,95X_1 - 149,55X_2 - 134,05X_3 - 26,05X_1X_2 + 28,55X_1X_3 + 146,05X_2X_3 - 97,45 X_1X_2X_3$$

Зависимость коэффициентов уравнения регрессии можно проверять для каждого коэффициента в отдельности по критерию Стьюдента. Исключение из уравнения регрессии незначимого коэффициента не скажется на остальных коэффициентах.

Дисперсия коэффициентов (S_{b_j}) и воспроизводимости ($S_{восп}$) рассчитывались по выражениям:

$$S_{bj} = \frac{S_{\text{восп}}}{\sqrt{N}}, \quad (9)$$

где N – количество опытов ($N=8$).

$$S_{\text{восп}} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N S_i^2}{N}}, \quad (10)$$

где S_j^2 – дисперсия единичного измерения, определяемая по формуле:

$$S_j^2 = (Y_1 - \bar{Y})^2 + (Y_{11} - \bar{Y})^2 \quad (11)$$

Рассчитанные величины дисперсии равны следующим значениям:

$$\begin{array}{ccccc} S_1^2=14,58 & S_3^2=16,24 & S_5^2=1,13 & S_7^2=18 & S_{\text{восп}}=2,79 \\ S_2^2=4,5 & S_4^2=0,72 & S_6^2=2,65 & S_8^2=4,5 & S_{bj}=0,99 \end{array}$$

Оценку значимости коэффициентов проводили по критерию Стьюдента:

$$t_j = \frac{b_j}{S_{bj}} \quad (12)$$

в сопоставлении со справочным табличным его значением $t_{кр. \text{ табл.}} = 2,31$ для уровня значимости $p = 0,05$ и числа степеней свободы

$$f = N(m - 1), \quad (13)$$

где $m = 2$ – количество параллельных опытов ($m = 2$ и $f = 8(2 - 1) = 8$).
Если t_j больше $t_{кр. \text{ табл.}}$, то этот коэффициент значим.

$$\begin{array}{ccc} t_1 = 50,45 & t_{12} = -26,77 & t_{123} = -98,43 \\ t_2 = -151,06 & t_{13} = 28,84 & \\ t_3 = -135,4 & t_{23} = 147,53 & \end{array}$$

Следовательно, из уравнения регрессии можно исключить незначимые члены, и оно примет вид:

$$Y = 60,86 + 49,95 X_1 + 28,55 X_1 X_3 + 146,05 X_2 X_3$$

Проверку адекватности полученного уравнения проводили по критерию

Фишера:

$$F = S_{\text{ост.}}^2 / S_{\text{воспр.}}^2, \quad (14)$$

где

$$S_{\text{ост.}}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y})^2}{N - L}, \quad (15)$$

L – Количество значимых коэффициентов: L = 6.

$(Y_1 - \bar{Y})^2 = 7,29$	$(Y_5 - \bar{Y})^2 = 0,75$	$S_{\text{ост.}}^2 = 24,66/5 = 4,93$
$(Y_2 - \bar{Y})^2 = 2,25$	$(Y_6 - \bar{Y})^2 = 1,115$	
$(Y_3 - \bar{Y})^2 = 8,12$	$(Y_7 - \bar{Y})^2 = 3$	
$(Y_4 - \bar{Y})^2 = 0,6$	$(Y_8 - \bar{Y})^2 = 1,5$	$F = 4,93/(2,79)^2 = 0,63$

Табулированное значение критерия Фишера для $p = 0,05$, $f_1 = N - L = 5$

$$f_2 = N(m - 1) = 8:$$

$$F(f_1, f_2) = F(5, 8) = 3,7 \quad (16)$$

где p – уровень значимости;

f_1 – число степеней свободы дисперсии адекватности;

f_2 – число степеней свободы дисперсии воспроизводимости.

Если полученное дисперсионное отношение оказывается меньше табличного ($0,63 < 3,7$), то уравнение адекватно эксперименту.

Полученное уравнение регрессии с достаточной точностью описывает процесса окислительно-сульфидирующего обжига в заданных пределах измерения трех параметров, и, следовательно, данная математическая модель может быть использована для нахождения оптимальных условий процесса.

2) Также для примера была разработана вторая математическая модель, где критерием оптимизации процесса является выход Y в %: максимальная степень сульфидирования $A_u - A_s$ при парциальном давлении серы $P_{S_2} = 151$ Па.

Граничные условия сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС представлены в таблице 11.

Известно, что необходимое количество опытов N при полном факторном эксперименте (ПФЭ) определяется по уравнению:

$$N = n^k, \quad (17)$$

где n – количество уровней; k – число факторов, т. е. необходимое число опытов

$$N = 2^3 = 8.$$

Таблица 11 – Граничные условия сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС

Условия процесса	X ₁ , Па	X ₂ , (мин)	X ₃ , (°С)
Нижний уровень	151	10	400
Верхний уровень	151	40	700

Полное уравнение регрессии запишется в виде:

$$Y = \bar{Y}_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_3 X_3 + b_{12} X_1 X_2 + b_{13} X_1 X_3 + b_{23} X_2 X_3 + b_{123} X_1 X_2 X_3, \quad (18)$$

где b – коэффициенты уравнения регрессии;

\bar{Y}_0 – свободный член уравнения регрессии, определяемый по формуле:

$$Y_0 = \frac{\sum_{j=1}^N \bar{Y}_j}{N} = 64,70 \quad (19)$$

Расширенная матрица планирования ПФЭ (полного факторного эксперимента) и результаты 8 опытов двух параллельных экспериментов для процесса сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС приведены в таблице 12.

Таблица 12 – Расширенная матрица полного факторного эксперимента

	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	Y ₁	Y ₂	\bar{Y}
1	+	+	+	+	+	+	+	16	22,3	19,15
2	-	+	+	-	-	+	-	28,4	32,7	30,55
3	-	-	+	+	-	-	+	44,2	48,5	46,35
4	-	+	-	-	+	-	+	53,2	58,3	55,75
5	+	+	-	+	-	-	-	79,3	84,3	81,8
6	+	-	-	-	-	+	+	82,1	96,2	89,15
7	+	-	+	-	+	+	-	95,0	97,1	96,05
8	-	-	-	+	+	+	-	98,2	99,4	98,8
$Y_0 = 64,7$										

Коэффициенты уравнения регрессии определяли по уравнению:

$$b_j = \frac{\sum X_{ij} Y_i}{N} \quad (20)$$

Значения b_j составили величины:

$$b_1=54,7 \quad b_2=-143,1 \quad b_3=-133,4 \quad b_{12}=-25,4 \quad b_{13}=21,9 \quad b_{23}=149,8 \quad b_{123}=-96,8$$

Уравнение регрессии (математическая модель) примет вид:

$$Y = 64,70 + 54,7X_1 - 143,1X_2 - 133,4X_3 - 25,4X_1X_2 + 21,9X_1X_3 + 149,8X_2X_3 - 96,8 X_1X_2X_3$$

Зависимость коэффициентов уравнения регрессии можно проверять для каждого коэффициента в отдельности по критерию Стьюдента. Исключение из уравнения регрессии незначимого коэффициента не скажется на остальных коэффициентах.

Дисперсия коэффициентов (S_{bj}) и воспроизводимости ($S_{\text{восп}}$) рассчитывались по выражениям:

$$S_{bj} = \frac{S_{\text{восп}}}{\sqrt{N}}, \quad (21)$$

где N – количество опытов ($N=8$).

$$S_{\text{восп}} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N S_i^2}{N}}, \quad (22)$$

где S_j^2 – дисперсия единичного измерения, определяемая по формуле:

$$S_j^2 = (Y_1 - \bar{Y})^2 + (Y_{11} - \bar{Y})^2 \quad (23)$$

Рассчитанные величины дисперсии равны следующим значениям:

$$\begin{array}{ccccc} S_1^2=19,85 & S_3^2=9,25 & S_5^2=12,5 & S_7^2=2,205 & S_{\text{восп}}=4,56 \\ S_2^2=9,25 & S_4^2=13,005 & S_6^2=99,41 & S_8^2=0,72 & S_{bj}=1,611 \end{array}$$

Оценку значимости коэффициентов проводили по критерию Стьюдента:

$$t_j = \frac{b_j}{S_{b_j}} \quad (24)$$

в сопоставлении со справочным табличным его значением $t_{кр. табл.} = 2,31$ для уровня значимости $p = 0,05$ и числа степеней свободы

$$f = N(m - 1), \quad (25)$$

где $m = 2$ – количество параллельных опытов ($m = 2$ и $f = 8(2 - 1) = 8$)
Если t_j больше $t_{кр. табл.}$, то этот коэффициент значим.

$$\begin{array}{lll} t_1 = 33,95 & t_{12} = -15,77 & t_{123} = -60,086 \\ t_2 = -88,83 & t_{13} = 13,59 & \\ t_3 = -82,81 & t_{23} = 92,99 & \end{array}$$

Следовательно, из уравнения регрессии можно исключить незначимые члены, и оно примет вид:

$$Y = 64,70 + 54,7X_1 + 21,9X_1X_3 + 149,8X_2X_3$$

Проверку адекватности полученного уравнения проводили по критерию Фишера:

$$F = S_{\text{ост.}}^2 / S_{\text{воспр.}}^2, \quad (26)$$

где

$$S_{\text{ост.}}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y})^2}{N - L}, \quad (27)$$

L – Количество значимых коэффициентов: $L = 6$.

$$\begin{array}{lll} (Y_1 - \bar{Y})^2 = 9,92 & (Y_5 - \bar{Y})^2 = 6,25 & S_{\text{ост.}}^2 = 83,07/2 = 41,54 \\ (Y_2 - \bar{Y})^2 = 4,62 & (Y_6 - \bar{Y})^2 = 49,70 & \\ (Y_3 - \bar{Y})^2 = 4,62 & (Y_7 - \bar{Y})^2 = 1,10 & F = 41,54/(4,56)^2 = 1,997 \\ (Y_4 - \bar{Y})^2 = 6,50 & (Y_8 - \bar{Y})^2 = 0,36 & \end{array}$$

Табулированное значение критерия Фишера для $p = 0,05$, $f_1 = N - L = 8 - 6 = 2$

$$\begin{array}{l} f_2 = N(m - 1) = 8: \\ F(f_1, f_2) = F(2; 8) = 4,5 \end{array} \quad (28)$$

где p – уровень значимости;

f_1 – число степеней свободы дисперсии адекватности;

f_2 – число степеней свободы дисперсии воспроизводимости.

Если полученное дисперсионное отношение оказывается меньше табличного ($1,997 \ll 4,5$), то уравнение адекватно эксперименту.

Полученное уравнение регрессии с достаточной точностью описывает процесса окислительно-сульфидирующего обжига в заданных пределах измерения трех параметров, и, следовательно, данная математическая модель может быть использована для нахождения оптимальных условий процесса.

С помощью программы DELPHI 7.0 - Embarcadero RAD Studio XE8 и разработанной математической модели процесса сульфидирования разработан алгоритм и получен листинг программирования, приведена выходная форма программы (Приложение А). Программа оптимизации доказывает, что математическая модель достоверно описывает проведенные эксперименты.

4 Экономическая оценка технологии для переработки концентратов Бакырчикского месторождения

4.1 Технико-экономическая оценка сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС

Выбор рациональной технологии переработки упорного золотомышьякового сырья зависит как от ее экологической безопасности, так и от технико-экономических показателей.

Сульфидирующий метод деарсенации таких материалов позволяет довольно глубоко, с соблюдением современных требований к охране окружающей среды вывести из них мышьяк.

Технико-экономическая оценка технологии удаления мышьяка из упорных золотомышьяковых концентратов проведена в сравнении с наиболее распространенной в мировой практике технологией окислительного обжига концентрата [31].

Основными статьями экономической эффективности предлагаемой технологии является предотвращение экологического ущерба за счет снижения выбросов в атмосферу вредных соединений мышьяка и серы, снижение затрат на захоронение мышьяковых отходов за счет получения их в компактной, более богатой по мышьяку форме, относящейся к III классу опасности.

При сульфидирующей переработке мышьяковых концентратов выбросы соединений мышьяка в атмосферу значительно ниже ПДК, и они не требуют санитарной очистки. Только выбросы диоксида серы, образующиеся в печи «кипящего слоя» за счет наличия кислорода остаточного воздуха и водяного пара при переработке влажных концентратов, превышают эту величину. При переработке 1 т золотомышьякового концентрата в атмосферу выбрасывается 30 м³ газов.

При окислительном обжиге упорного полиметаллического концентрата степень десульфуризации составляет 95 %, практически весь мышьяк выводится из процесса в форме триоксида (As_2O_3), степень улавливания которого в системе пылегазоочистки не превышает 92 %.

Сравнительный технико-экономический расчет по двум вариантам проводим на примере переработки упорного золотосодержащего высокомышьяковистого Бакырчикского концентрата, содержащего, масс. %: 12,0 As; 18,1 S; 0,11 Cu; 24,5 Fe и прочие компоненты.

Принимаем капитальные и эксплуатационные затраты на переработку золотомышьяковых концентратов по обоим вариантам равными.

Размер предотвращенного ущерба от снижения выброса загрязняющих веществ (соединения мышьяка, сернистый ангидрид) в атмосферу при использовании предлагаемой технологии по сравнению с окислительным обжигом определяется по формуле (15):

$$\Delta Y = P \times K_1 \times K_2 \times M_{\text{пред}} \quad (29)$$

где ΔY – предотвращенный ущерб, тенге/т;

P – региональный норматив платы за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, тенге/усл.т. Для условий Восточно-Казахстанской области $P=123$ тенге/усл.т.; (соединения мышьяка, сернистый ангидрид) - ставки платы за 1 тонну, - 20 МРП, 1 МРП на 2020 год - 2651 тенге [32].

K_1 – коэффициент кратности за самовольное загрязнение природной среды, определяемый в зависимости от коэффициента α ,

α – коэффициент превышения приведенной массы выброса загрязняющих веществ без природоохранного мероприятия M_0 (окислительный обжиг) над приведенной массой выброса после реализации сульфидирующей технологии $M_{\text{сульф}}$.

$$\alpha = \frac{M_0}{M_{\text{сульф}}} \quad (30)$$

$$M_0 = \sum_{i=1}^n m_i \cdot K_i \quad (31)$$

$$M_{\text{сульф}} = \sum_{i=1}^n m_{\text{сульф},i} \cdot K_i \quad (32)$$

где m_{0i} , $m_{\text{сульф},i}$ – массы выбросов загрязняющих веществ без применения природоохранного мероприятия и после него, усл.т/т;

K_i – коэффициент приведения, учитывающий относительную опасность i -го загрязняющего вещества и определяемый из выражения:

$$K_i = \frac{1}{\text{ПДК}_i} \quad (33)$$

где ПДК_i – среднесуточная предельно допустимая концентрация i -го загрязняющего вещества в атмосферном воздухе, мг/м³.

$$\text{Для } SO_2 \quad K_i = \frac{1}{0,05} = 2, \quad \text{для } As_2O_3 \quad K_i = \frac{1}{0,03} = 3,3 \quad (34)$$

При окислительном обжиге флотационного золотомышьякового концентрата приведенная масса выбросов сернистого ангидрида составит: 7,068 усл.т/т, а триоксида мышьяка 3,017 усл.т/т.

Суммарная приведенная масса выбросов загрязняющих веществ в атмосферу при окислительном обжиге 1 т концентрата составит

$$M_0 = 7,068 + 3,017 = 10,085 \text{ усл.т/т.} \quad (35)$$

В предлагаемом способе удаления мышьяка в атмосферу выбрасывается только сернистый ангидрид (удельный расход отходящих газов 30 м³/т концентрата, содержание в них SO₂ 330 мг/м³), приведенная масса которого составит: 0,0002 усл.т/т. Тогда коэффициент превышения нормативных выбросов составит:

$$K_1 = \frac{M_{SO_2}}{M_{сульф.}} = \frac{0,0002}{0,0002} = 1 \quad (36)$$

В соответствии с чем коэффициент кратности взимания платежей принят равным K₁=10. Коэффициент кратности, учитывающий экологическую опасность загрязнения для организованных источников выбросов, составляет K₂=1. Предотвращенная приведенная масса выброса i-го загрязняющего вещества в результате реализации сульфидирующей технологии определяется по формуле:

$$M_{пред} = \sum_{i=1}^n \Delta m_i \quad (37)$$

где Δm – предотвращенная масса выброса загрязняющих веществ, усл.т/т

$$\Delta m_i = m_{oi} - m_{сульф..i} \quad (38)$$

$$\text{Для SO}_2 \quad 7,068 - 0,0002 = 7,0678 \text{ усл.т/т.} \quad (39)$$

$$\text{Для As}_2\text{O}_3 \quad 3,017 - 0 = 3,017 \text{ усл. т/т.} \quad (40)$$

Тогда M_{пред}=1146 усл. т/т. Размер предотвращенного ущерба от снижения выброса загрязняющих веществ в атмосферу при реализации сульфидирующей технологии обжига составит: ΔУ= 607,609 млн. тенге/т.

Количество белого мышьяка (As₂O₃), уловленного в процессе окислительного обжига 1 т золотомышьякового концентрата и подлежащего захоронению, составит: 0,1042т. В соответствии с экологическим кодексом РК от 09.01.2007, обновленным на 07.01.2020г. стоимость за размещение отходов производства, относящихся к первому классу токсичности (As₂O₃), составляет 25536 тенге/т, а к третьему (As₄S₃) – 7298,5 тенге/т [10-11].

Расходы на захоронение белого мышьяка, получаемого при окислительном обжиге 1 т концентрата, составят:

$$0,1042 * 25536 = 2660,85 \text{ тенге} = 0,0026 \text{ млн. тенге/т.} \quad (41)$$

При сульфидирующей переработке 1т золотомышьякового концентрата количество образующихся сульфидных возгонов мышьяка (As_4S_3) составит:

$$M(As_4S_3) = 0,0858 * 396: 300 = 0,1133 \text{ т,} \quad (42)$$

а стоимость их захоронения:

$$0,1133 * 7298,5 = 826,92 \text{ тенге.} \quad (43)$$

Снижение расходов на захоронение за счет уменьшения объема сульфидных возгонов более чем в три раза по сравнению с триоксидом мышьяка не учтено.

Экономия от захоронения мышьяковых отходов, полученных от переработки 1т концентрата по двум вариантам, составит:

$$\mathcal{E}_{\text{зах.}} = 2660,85 - 826,92 = 1833,93 \text{ тенге/т} \quad (44)$$

Общий экономический эффект от предотвращения экологического ущерба при внедрении сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС составит:

$$\mathcal{E}_{\text{предовр.}} = 1.4096 + 607,609 = 609,0 \text{ млн. тенге/т.} \quad (45)$$

На сегодняшний день существующая практика захоронения мышьяковых отходов в спец. могильниках достаточно дорогостоящая, предлагаемая нами технология сульфидирования и обезвреживания мышьяковых огарков позволяет сократить расходы на 10-15 %, за счет складирования отходов в компактной форме без строительства специальных сооружений.

Таким образом, проведенным сравнительным технико-экономическим расчетом показана высокая эффективность сульфидирующей технологии вывода мышьяка из упорного золотомышьякового сырья в печах «кипящего слоя» по сравнению с традиционным окислительным обжигом.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

По итогам исследований разработана методика окислительного обжига просульфидированных огарков, проводимого при отношении количества сульфидов железа в огарке к количеству кислорода в дутье равном 1:(1,7-1.9) при температуре 600-700 °С, при этом остаточное содержание углерода в огарках не превышает - 0,011-0,010 %, остаточное содержание мышьяка в огарках не превышает 0,11-0,10 %, степень удаления серы в газовую фазу достигается до 97,0 – 99,2 %.

Предложена методика цианирования просульфидированных огарков со следующими оптимальными условиями: содержание твердого 33 %, концентрация NaCN 0,05 – 0,1 % и CaO – 0,01-0,02 %, продолжительность цианирования 24 часа.

Установлено, что проведение окислительного обжига просульфидированных огарков перед процессом цианирования увеличивает показатели извлечения золота до 50 % по сравнению с пробой, которая не подвергалась окислительному обжигу.

Рассчитан общий экономический эффект от предотвращения экологического ущерба при внедрении сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС составит, который составляет 609,0 млн. тенге/т.

Предлагаемая методика сульфидирования и обезвреживания мышьяковых огарков позволяет сократить расходы на 10-15 %, за счет складирования отходов в компактной форме без строительства специальных сооружений.

С помощью программы DELPHI 7.0 - Embarcadero RAD Studio XE8 и разработанной математической модели процесса сульфидирования разработан алгоритм и получен листинг программирования, приведена выходная форма программы. Программа оптимизации доказывает, что математическая модель достоверно описывает проведенные эксперименты.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Гучетль И.С, Друкер Е.Я., Барышников И.Ф. Переработка упорныхзолотосодержащих руд и концентратов. - М. Цветметинформация, 1972. – С. 40-50.
- 2 Палеев П.Л., Гуляшинов П.А., Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г. Обжиг золотосодержащей арсенопиритной руды в атмосфере перегретого водяного пара. // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований – № 12-2. – 2017. – С. 233-237;
- 3 Плахин Г.А., Луганов В.А., Галимжанов Э.К. Окислительный обжиг сульфоарсенидного концентрата в присутствии кальцинированной соды // Metallurgia, обогащение и металловедение: сб.науч.тр. КазПТИ. – Алма-Ата, 1979. – с. 85-89
- 4 Гучетль И.С, Друкер Е.Я., Барышников И.Ф. Переработка упорныхзолотосодержащих руд и концентратов. - М. Цветметинформация, 1972. – С. 40-50.
- 5 https://www.gold.org/download/file/7739/world_official_gold_holdings_as_of_Feb2020_ifs.xlsx
- 6 Палеев П.Л., Гуляшинов П.А., Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г. Обжиг золотосодержащей арсенопиритной руды в атмосфере перегретого водяного пара. // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований – № 12-2. – 2017. – С. 233-237;
- 7 Плахин Г.А., Луганов В.А., Галимжанов Э.К. Окислительный обжиг сульфоарсенидного концентрата в присутствии кальцинированной соды // Metallurgia, обогащение и металловедение: сб.науч.тр. КазПТИ. – Алма-Ата, 1979. – с. 85-89
- 8 Hammerschmidt, J., Güntner J., Kerstiens B., “Roasting of Gold Ore in the Circulating Fluidized-Bed Technology”, Advances in Gold Ore Processing, Development in Minerals Processing 15, Adams M. D., Ed., Elsevier; 2005, 433-453.
- 9 Delfini, M., Ferrini, M., Manni, A., Massacci, P., Piga, L. Arsenic leaching by Na₂S to decontaminate tailings coming from colemanite processing// Minerals Engineering, 16 (1).-2003.-Pp.- 45-50.
- 10 Filippou, D., St-Germain, P., Grammatikopoulos, T. Recovery of metal values from copper - Arsenic minerals and other related resources// Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 28 (4).-2007.- Pp.- 247-298.
- 11 Parada, F., Jeffrey, M.I., Asselin, E. Leaching kinetics of enargite in alkaline sodium sulphide solutions// Hydrometallurgy, 146.-2014.-Pp.- 48-58.
- 12 Ruiz, M.C., Grandon, L., Padilla, R. Selective arsenic removal from enargite by alkaline digestion and water leaching// Hydrometallurgy, 150. -2014. -Pp. - 20-26.
- 13 Tongamp W., Takasaki Y. Shibayama A. Arsenic removal from copper ores and concentrates through alkaline leaching in NaHS media// Hydrometallurgy, 98 (3-4).-2009.-Pp.- 213-218.

14 Tongamp W., Takasaki Y., Shibayama A. Selective leaching of arsenic from enargite in NaHS-NaOH media// Hydrometallurgy, 101 (1-2).-2010. - Pp.- 64-68.

15 Отчет о НИР темы УГМ 723.09 Новые технологии по переработке минерального и техногенного сырья цветной и черной металлургии. № гос. регистрации 0109РК01207, инв. номер 0209РК01503 от 03.12.2009 г.

16 Отчет о НИР темы УГМ 723.09 Создание новых и совершенствование существующих пирометаллургических технологий переработки руд, концентратов цветных металлов и техногенных отходов металлургической промышленности. № гос. регистрации 0110РК00369, инв. номер 0210РК00880 от 02.11.2010 г.

17 Масленицкий И.Н. Опыт автоклавного окисления сульфидных золотосодержащих концентратов перед цианированием //Известия ВУЗов: Цветная металлургия. – 1958. – № 4. – С. 103-108.

18 Мазурова А.А., Плаксин И.Н. О применении автоклавного выщелачивания под давлением кислорода для переработки золотосодержащих пиритно-мышьяковых концентратов //Известия ВУЗов: Цветная металлургия. – 1958. – № 2. – С. 100-107.

19 Лебедев Б.Н., Сажин Ю.Г. Целесообразность применения автоклавного выщелачивания для переработки золотомышьяковых концентратов //Металлургическая и химическая промышленность Казахстана. – 1960. – № 1. – С. 41-49.

20 Пат. 4647307 (США). Process for recovering gold and silver from refractory ores /Rein Raudsepp, Ernest Peters, Morris I.V. Beattie.; опубли. 03.03.87.

21 Н.И. Копылов, Ю.Д. Каминский, Д.Ю. Мусин. Переработка упорных золотомышьяковых материалов плавкой на штейн //Цветные металлы. – 1999. – №3. – С.24-28.

22 Машурьян В.Н., Борисова А.Г., Струкова Н.А. Распределение золота и мышьяка по продуктам плавки упорных золотомышьяковистых концентратов //Цветные металлы. –1986. – № 3. – С. 36-37.

23 Омарова Н.С. Совместная плавка упорных золото-мышьяковистых концентратов с конвертерными шлаками //Компл. исп. мин. сырья. – 2003. – № 6. – С.41-48.

24 Полькин С.И., Юдина И.Н., Панин В.В. Использование метода бактериального выщелачивания при переработке упорных арсенопиритно-пиритных золотосодержащих концентратов //Цветная металлургия. – 1970. – № 22. – С. 15-17.

25 Физико-химические основы сульфидирования мышьяксодержащих соединений. /Исабаев С.М., Пашинкин А.С., Мильке Э.Г., Жамбеков М.И. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 184 с.

26 Исабаев С.М., Мильке Э.Г., Полукаров А.Н. О взаимодействии арсенопирита с пиритом //Комп. исп. мин. сырья. – 1982. – № 8. – С.37-40.

27 Рцхиладзе В.Г. Мышьяк. – М.: Металлургия, 1969. – 189с. 140

28 Исакова Р.А., Нестеров В.Н., Челохсаев Л.С. Основы вакуумной пироселекции полиметаллического сырья. – Алма-Ата: Наука, 1973. – 225с.

29 Исакова Р.А., Тарасенко Б.З., Храпунов В.Е., Челохсаев Л.С. Вакуумтермическая переработка гравитационного золотомышьякового концентрата //Компл. исп. мин. сырья. – 1985. – № 9. –С. 91-92.

30 Омарова Н.С. Совместная плавка упорных золото-мышьяковистых концентратов с конвертерными шлаками // Компл.исп.мин.сырья. 2003. №6. = С.41-48.

31 Рахманов Одилжон Бозорович, Аксенов Александр Владимирович, Минеев Геннадий Григорьевич, Давлатов Хисрав Ёрмахмадович Технология извлечения золота и серебра из упорного золотосодержащего мышьяковистого флотоконцентрата месторождения "Иккижелон" (Республика Таджикистан) // Вестник ИрГТУ. 2019. №1 (144).

32 Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Metallurgy of noble metals. M. «МИСиС», ИД «Руда и металлы», 2005, кн.2, 392с.

33 Luo, H.-L., Liu, W., Qin, W.-Q., Yang, K., Han, J.-W. Enriching gold from refractory gold concentrate by reducing sulfur-retention smelting // Zhongguo Youse Jinshu Xuebao/Chinese Journal of Nonferrous Metals. – 2014. - 24(12). - P.3129-3135.

34 Решение Восточно-Казахстанского областного маслихата от 12 апреля 2018 года № 19/220-VI «О ставках платы за эмиссии в окружающую среду Восточно-Казахстанской области».

35 Об утверждении правил экономической оценки ущерба от загрязнения окружающей среды https://egov.kz/cms/ru/law/list/P070000535_

36 Костина Г.М., Черняк А.С., Ларионов И.Г., Соколова Т.А. Переработка упорных золотомышьяковых концентратов с применением электрохимического выщелачивания //Цветные металлы. - 1979. - №9. - С.36-38.

37 Костина Г.М. Исследование процесса электрохимического выщелачивания упорных золотомышьяковых концентратов. Дис.канд.техн.наук. – Л., 1978. – 199 с.

38 Полькин С.И., Юдина И.Н., Панин В.В. Использование метода бактериального выщелачивания при переработке упорных арсенопиритно-пиритных золотосодержащих концентратов //Цветная металлургия. - 1970. - № 22 .- С.15-17.

39 Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. М.:Недра, 1978. 302с.

40 Лодейщиков В.В., Жучков И.А., Колесников Н.А., Казаков В.Н., Бахтина И.И. Опыт извлечения упорного золота из углистых мышьяково-пиритных концентратов //Цветная металлургия. - 1967. - № 7. - С.29-33.

41 Adams D. Developments in mineral processing. Pressure oxidation overview // Crystallex International Corporation, Toronto, Canada 2005, P. 30-35.

42 Лебедев Б.Н. Хлоридовозгонка – новый способ извлечения благородных, цветных металлов и железа из пиритных огарков //Советская промышленность. 1936. № 6. С.45-49.

43 Van Aswegen, P.C. Design and operation of a commercial bacterial oxidation plant at Fairview / Van Aswegen P.C., Godfrey M.W., Miller D.M., Haines A. K.// Randol Perth International Gold Conference '89, 1989. P. 127-144.

44 А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова, Е.С. Меркибаев. - «Технико-экономическая оценка технологии удаления мышьяка из упорных золотомышьяковых концентратов», в сборнике материалов международной научно-практической конференции «Сатпаевские чтения - 2020», Алматы, 2020, 1 том, с.538-542;

45 А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова, Е.С. Меркибаев. - «Технология переработки пиритных концентратов, получаемых при обогащении хвостов мокрой магнитной сепарации АО «ССГПО», Международные Сатпаевские чтения, том 1, с.534-538, 2020.

Приложение А

Листинг математической модели процесса сульфидирования программы
DELPHI 7.0 - Embarcadero RAD Studio XE8

```
interface
uses
  Windows, Messages, SysUtils, Variants, Classes, Graphics, Controls, Forms,
  Dialogs, StdCtrls, Buttons, Grids, jpeg, ExtCtrls;
type
  TfrmMain = class(TForm)
    Close: TBitBtn;
    OK: TBitBtn;
    StringGrid1: TStringGrid;
    Image1: TImage;
    Label2: TLabel;
    Label3: TLabel;
    Label1: TLabel;
    Label4: TLabel;
    Label5: TLabel;
    Edit1: TEdit;
    Label6: TLabel;
    Vvod: TBitBtn;
    procedure CloseClick(Sender: TObject);
    procedure OKClick(Sender: TObject);
    procedure FormCreate(Sender: TObject);
    procedure VvodClick(Sender: TObject);
  private
    { Private declarations }
  public
    { Public declarations }
  end;
const FName = 'Input.txt';
      n = 8;
var
  frmMain: TfrmMain;
  f:file of char;
  y1,y2,y3,b:array[0..7] of real;
  x:array[0..1] of real;
  i,j,l,m,k:integer;
implementation

{$R *.dfm}
```

```

procedure TfrmMain.CloseClick(Sender: TObject);
begin
Application.Terminate;
end;
procedure TfrmMain.OKClick(Sender: TObject);
var q,w,z,e :real;
str      :char;
s,s1     :string;
begin
Label3.Visible :=false;
Label2.Visible :=false;
StringGrid1.Visible :=false;
Label1.Visible :=false;
Edit1.Visible :=false;
Label6.Visible :=false;
Vvod.Visible :=false;
for i:=0 to 7 do
begin
StringGrid1.Cells[0,i] :=";
StringGrid1.Cells[1,i] :=";
StringGrid1.Cells[2,i] :=";
end;
if MessageDlg('Âûõîòèòâ âû÷èòàòü ääííûâ èç ôâéèâ', mtConfirmation,
[mbYes, mbNo], 0) = mrYes
then
begin
assignfile(f,FName);
reset(f);
i:=0;
StringGrid1.Visible :=true;
while not eof(f) do
begin
read(f,str);
if str<>' ' then
begin
s:=StringToOleStr(str);
s1 :=s1+s;
end
else
begin
if i<8 then
begin
StringGrid1.Cells[0,i] :=s1;

```

```

    y1[i] :=StrToFloat(s1);
    s1 :=";
    inc(i);
end
else
begin
StringGrid1.Cells[1,i-8] :=s1;
y2[i-8] :=StrToFloat(s1);
s1 :=";
inc(i);
end;
end;
end;
b[0] :=0.05; b[1] :=0.195; b[2] :=0.075; b[3] :=-0.42; b[4] :=1.465;
b[5] :=0.865; b[6] :=-0.035;
z:=0;
for i:=0 to 6 do
begin
StringGrid1.Cells[2,i] :=FloatToStr(b[i]);
end;
closefile(f);
Label2.Visible :=true;
Label3.Visible :=true;
Label1.Visible :=true;
StringGrid1.Visible :=true;
Label6.Visible :=true;
Edit1.Visible :=true;
for i:=0 to 7 do
begin
q:=(y1[i]+y2[i])/2;
w:=sqr(y1[i]-q)+sqr(y2[i]-q);
z:=z+w;
end;
z:=z*10.44/3;
e:=0;
for i:=0 to 7 do
begin
q:=(y1[i]+y2[i])/2;
if y1[i]>y2[i] then w:=sqr(y1[i]-q) else w :=sqr(y2[i]-q);
e:=e+w;
end;
e:=e/(n/10);
q :=e/sqr(z);

```

```

    Edit1.Text :=FloatToStr(q);
end
else
begin
    StringGrid1.Visible :=true;
    Label1.Visible :=true;
    Label2.Visible:=false;
    Label3.Visible :=true;
    Vvod.Visible :=true;
    Label6.Visible :=true;
    Edit1.Visible :=true;
end;
end;
procedure TfrmMain.FormCreate(Sender: TObject);
begin
    StringGrid1.Visible :=false;
    Label2.Visible :=false;
    Label3.Visible :=false;
    Label1.Visible :=false;
    Label6.Visible :=false;
    Edit1.Visible :=false;
    Vvod.Visible :=false;
end;
procedure TfrmMain.VvodClick(Sender: TObject);
var i,j,k,l,m,n :integer;
q,w,e,z :real;
begin
    i :=0; k :=0;
    while i<8 do
    begin
        if (StringGrid1.Cells[0,i]="") or (StringGrid1.Cells[1,i]="") then
            begin
                ShowMessage('Çàïñëïèòâ ãñâ ÿ÷áéèè òàáèèöü!');
                k :=1;
                break;
            end;
        y1[i] :=strtofloat(stringgrid1.Cells[0,i]);
        y2[i] :=StrToFloat(StringGrid1.Cells[1,i]);
        inc(i);
    end;
    if k = 0 then
    begin
        for i:=0 to 6 do

```

```

begin
  b[i] :=((y1[i]-y2[i])*2.29)/(3.45*8);
  StringGrid1.Cells[2,i] :=FloatToStr(b[i]);
end;
for i:=0 to 7 do
  begin
    q:=(y1[i]+y2[i])/2;
    w:=sqr(y1[i]-q)+sqr(y2[i]-q);
    z:=z+w;
  end;
z:=z*10.44/3;
e:=0;
for i:=0 to 7 do
  begin
    q:=(y1[i]+y2[i])/2;
    if y1[i]>y2[i] then w:=sqr(y1[i]-q) else w :=sqr(y2[i]-q);
    e:=e+w;
  end;
e:=e/(n/10);
q :=e/sqr(z);
Edit1.Text :=FloatToStr(q);
end;
end;
end.

```

С помощью программы DELPHI 7.0 - Embarcadero RAD Studio XE8 и разработанной математической модели процесса сульфидирования разработан алгоритм и получен листинг, а также приведена выходная форма. Программа оптимизации доказывает, что математическая модель достоверно описывает проведенные эксперименты.

frmMain

Y1	Y2	B
12,2	17,6	14,9
24,5	27,5	26
39,8	45,5	42,65
51,6	52,8	52,2
74,8	76,3	75,55
83,8	86,1	84,95
90	96	93
96,1	99,1	97,6

Полученный результат: 0,63333333331

Полученные дисперсионные значения критерия Фишера для процесса сульфидирования
нагрузки в каталитической трубчатке 3,7. Следовательно, уравнение адекватно эксперименту.

✓ Загрузка

⊘ Выход

Приложение Б

"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2020"

СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

I Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2020"

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

"SATPAYEV READINGS - 2020"

I volume

Алматы 2020 Almaty

УДК 378
ББК 74.58
И С21

Кенжалиев Б.К.	–	Проректор по науке, председатель
Жолтаев Г.Ж.	–	Директор ТОО «Институт геологических наук имени К.И.Сатпаева», заместитель председателя
Сыздыков А.Х.	–	Директор Института геологии и нефтегазового дела, заместитель председателя
Бекботаева А.А.	–	Заведующий кафедрой «Геологическая съемка, поиски и разведка месторождений полезных ископаемых», ответственный исполнитель
Алдашев А.	–	Директор Института управления проектами
Куспангалiev Б.У.	–	Директор Института архитектуры и строительства
Омарбеков Б.О.	–	Директор Института промышленной автоматизации и цифровизации
Саренова А.С.	–	Директор Института базового образования
Сейлова Н.А.	–	Директор Института кибернетики и информационных технологий
Туйебахова З.К.	–	Директор Института химических и биологических технологий
Турьсбекова Г.С.	–	Директор Института металлургии и промышленной автоматизации
Узбаева Б.Ж.	–	Директор Научной библиотеки
Баудагулова Г.Т.	–	Специалист минералогического музея кафедры ГСПиРМПИ, ответственный секретарь конференции

«Сатпаевские чтения -2020»: сборнике представлены материалы конференции Сатпаевские чтения.

И С21 – Алматы: КазННТУ имени Сатпаева, 2020. - 710 с

ISBN 978-601-323-209-6

В современном мире цифровые технологии играют все более важную роль в развитии стран, в том числе таких ключевых сфер как инженерия, строительство, высокие технологии, машиностроение и образование

ISBN 978-601-323-209-6

УДК 378
ББК 74.58
И С21

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

В нашем случае высокая концентрация исходного раствора располагает изотерму ниже диагонали. Имеется предположение, что уменьшение концентрации позволяет сместить изотерму выше диагонали.

Таким образом, в процессе выполнения данной работы было ознакомление с определениями как ионообменные смолы и статическая обменная емкость смолы КУ2-8. Было теоретическое и практическое ознакомление с ионообменными процессами и изучение характеристики смолы КУ2-8.

Литературы:

- 1 Бурухин А.Н. и др. Общие основы получения цветных металлов. Издательская группа "АРБОР", 2005, 167 с.
- 2 Вольдман, Г.М. Теория гидрометаллургических процессов / Г.М. Вольдман, А.Н. Зеликман. - М.: Металлургия. 1993. - С. 263-267.
- 3 Долгонос А.М. "Ионный обмен и ионная хроматография" М.: Химия, 1993г. – 360 с.

A. S. Niyazaly, G. Z. Parsakhanov, S. S. Konyratbekova
Isotherm of copper sorption from sulphuric acid solutions

Annotation. The article is devoted to the study of the sorption of copper ions from sulphuric acid solutions after heap leaching. The object of the study was the cation exchange resin KU - 2 - 8 and productive solution. In the course of this work, the optimal pH value of the CuSO₄ solution for the sorption of copper cations by the KU-2-8 resin was determined, equal to 4.0, and the static volume capacity of the KU-2-8 resin for copper cations. The characteristic of a monofunctional strong acid ionite of industrial origin and the reaction scheme of copper sorption on sulfocationites is given. In the course of the process were studied such properties of the resin as the specific volume of the swollen ion exchanger, bulk density and humidity. As a result of the research, an isotherm with a concave appearance was constructed. Thus, the concave isotherm shows that copper ions bind to the exchange groups of the ionite less strongly than the ion (H⁺) for which it is exchanged.

Key words: sorption, ionite, solution, capacity, concentration, isotherm.

A. С. Ниязалы, Г.Ж. Парсаханов, С. С. Қоныратбекова

Күкірт қышқылды ерітінділерден мыс сорбциясының изотермасы

Аңдатпа. Мақала үйінді шаймалаудан кейін күкірт қышқыл ерітінділерінен мыс иондарын сорбциялауды зерттеуге арналған. Зерттеу нысаны КУ - 2 - 8 катиониті және өнімді ерітінді болды. Осы жұмыс барысында, КУ-2-8 шайырымен мыс катиондарын сорбциялау үшін CuSO₄ ерітіндісінің pH оңтайлы мәні 4,0 тең және мыс катиондары бойынша КУ-2-8 шайырының статикалық көлемді сыйымдылығы анықталды. Өнеркәсіптік текті монофункционалды күшті қышқылды иониттің сипаттамасы және сульфокатиониттердегі Мыстың сорбция реакциясының схемасы келтірілген. Процесс барысында ісінген иониттің үлес көлемі, үйінді тығыздығы және ылғалдылығы сияқты қасиеттері зерттелді. Зерттеу нәтижесінде иілген түрі бар изотерма салынды. Осылайша, иілген изотерма мыс иондарының ол алмасатын ион (H⁺) қарағанда, иониттің алмасу топтарымен байланыстырылатынын көрсетеді.

Кілтті сөздер: сорбция, ионит, ерітінді, сыйымдылық, концентрация, изотерма.

УДК 669.431:661.242.2 (043)

А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова,
Е.С. Меркибаев

Научный руководитель - Т.А. Чепуштанова
Satbayev University
T.chepushtanova@satbayev.university

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ПИРИТНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ,
ПОЛУЧАЕМЫХ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ХВОСТОВ МОКРОЙ МАГНИТНОЙ
СЕПАРАЦИИ АО «ССГПО»

Аннотация. В статье представлена апробация технологии переработки пиритных концентратов, получаемых при обогащении хвостов мокрой магнитной сепарации, с извлечением ценных металлов в товарную продукцию. Разработана технологическая схема химического обогащения пиритных Ni, Co-содержащих концентратов.

Ключевые слова: сульфидирующий обжиг, пиритные концентраты, никель, кобальт, выщелачивание, огарки.

Республика Казахстан обладает огромными сырьевыми ресурсами, в том числе по никелю и кобальту. Например запасы только Шевченковского месторождения по никелю составляет 403,9 тыс.т., по кобальту - 23,4 тыс.т. Горностаевское месторождение по запасам категории С₂ содержит 500 тыс.т. никеля и 32,4 тыс.т. кобальта. Техногенным сырьем, содержащим более 7 тыс.т. никеля и 14 тысяч тонн кобальта в год, являются хвосты Соколовско-Сарбайского ГОКа. Несмотря на возрастающую мировую тенденцию в потреблении никеля и кобальта в Казахстане до настоящего времени не организовано извлечение этих металлов из отечественных руд [1,2]. Организация собственного промышленного производства никеля и кобальта из имеющегося в Казахстане в значительном количестве никель- и кобальтсодержащего сырья и техногенных материалов бесспорно является актуальной задачей.

Установление термодинамических условий процесса обжига и выщелачивания огарка. Выполнен термодинамический анализ возможных реакций диссоциирующего обжига материалов. Установлено, что при обжиге FeS₂ в присутствии ограниченного количества кислорода могут быть получены сульфиды железа различного состава: Fe_{0,877}S, FeS, Fe₂S₃, Fe₇S₈ внутри области гомогенности. Установлено, что и сульфиды никеля и кобальта могут перейти в CoS_{0,89} и CoS, дисульфид никеля переходит в Ni₃S₂ и Ni₃S₄, происходит трансформация сульфидов кобальта и никеля внутри области гомогенности. На основании диаграмм состояния систем Fe(Ni, Co)-S можно утверждать, что благодаря наличию широкой области гомогенности можно обеспечить при условиях термической обработки (700-1100 К) образование низкосернистых соединений железа широкого спектра составов, а также сульфидов кобальта и никеля переменного состава.

Выполнено термодинамическое обоснование поведения сульфидов никеля, кобальта и железа в гидрометаллургических процессах. Установлено, что возможные условия селективного перевода железа из FeS в раствор, а Ni⁺⁺ и Co⁺⁺ в сульфидный осадок – pH – 2 - 4, E = 0 – (-0.5 в).

Для селективного безокислительного растворения сульфида железа следует подвергать растворению малосернистые соединения, которые получают при обжиге никель-кобальтсодержащего сульфидного сырья при недостатке кислорода.

Выполнена термодинамика селективного осаждения сульфидов. Установлено, что высокосернистыми сульфидами железа, такими как Fe₂S₃ и FeS₂, осаждение сульфидов никеля и кобальта без дополнительной активации практически невозможно.

Процесс осаждения никеля и кобальта, а, следовательно, разделение этих металлов и железа, наиболее термодинамически вероятен при использовании металлического железа и сероводорода с нейтрализатором – чугуна или бедным металлизированным штейном. Т.е., в качестве осадителя сульфидов никеля и кобальта могут быть использованы сероводород с нейтрализатором, никелевый штейн и термически разложенный или проплавленный пиритный концентрат. Процесс выщелачивания проводится в области pH 0-2,5. При этом в раствор могут переходить никель и кобальт, которые впоследствии, в соответствии со значениями величин произведения растворимости, можно осадить в виде сульфидов.

Результаты обжига и выщелачивания огарка. Выполнен пирротинизирующий обжиг пиритного концентрата. Навеска пиритного концентрата загружалась ровным слоем фарфоровую лодочку. Лодочка помещалась в кварцевую трубу, закрытую с обоих торцов

пробками, в одной из которых имелось отверстие для установки термопары в кварцевом чехле, а в другой отверстие для подсоединения вакуума. Определен кинетический режим пирротинизирующего обжига пиритного концентрата, значения энергии активации 120-180 кДж/моль.

В качестве исходных материалов использовались: термически разложенный концентрат, полученный из хвостов ММС АО «ССГПО»; штейн от плавки пиритного концентрата; штейн от плавки смеси окисленной никелевой руды с пиритом. Концентрат, использованный для разложения и плавки, содержал, %: 43,83 Fe; 50,24 S; 0,14 Co; 0,10 Cu; 0,08 Ni; 2,77 SiO₂; 0,53 Al₂O₃; 0,75 CaO; 0,46 MgO; 1,1 прочие.

Выщелачивание огарка. Для выщелачивания использовали растворы соляной и серной кислот. Выщелачивание проводили в стеклянном реакторе емкостью 0,5 дм³, снабженном лопастной мешалкой и обратным холодильником, помещаемом в термостат, с помощью которого температура поддерживалась заданной с точностью ± 0,2 °С. Запаянная в ампуле навеска материала помещалась в реактор и заливалась раствором кислоты. После достижения заданной температуры включалась мешалка, вращением мешалки разбивалась ампула с исследуемым материалом, и начинался отсчет времени. Теплоносителем в термостате являлся циркулирующий технический глицерин. В получаемом растворе контролировали pH среды и содержание железа, никеля и кобальта.

Температура выщелачивания варьировалась от 20 до 80 °С, продолжительность от 15 до 180 минут, расход кислоты 50-105 % от стехиометрически необходимого для растворения металлов. Для растворения применялись растворы HCl и H₂SO₄ с концентрацией до 240-250 г/дм³.

Растворение термически разложенного пиритного концентрата протекает в диффузионно-кинетическом режиме - E=47,73 кДж/моль, температурные коэффициенты скорости реакции γ при 40; 50; 60 и 80 °С соответственно равны: 1,702; 1,652; 1,603; 1,524. Величины E процесса осаждения сульфидов Ni и Co термически разложенным пиритным концентратом оказались равными E_{Ni}=13,5 кДж/моль; E_{Co}=11,98 кДж/моль.

Температурные коэффициенты скоростей реакций осаждения равны: $\gamma_{Ni}^{20} = 1,017$; $\gamma_{Ni}^{40} = 1,015$; $\gamma_{Ni}^{60} = 1,014$; $\gamma_{Ni}^{80} = 1,012$; $\gamma_{Ni}^{98} = 1,01$; $\gamma_{Co}^{20} = 1,016$; $\gamma_{Co}^{40} = 1,014$; $\gamma_{Co}^{60} = 1,012$; $\gamma_{Co}^{80} = 1,01$; $\gamma_{Co}^{98} = 1,009$, что указывает на протекание процесса в диффузионной области.

Исследования по химическому обогащению огарка. Величины произведений растворимости сульфидов железа, никеля и кобальта, влияние кислотности системы на поведение сульфидов при гидрометаллургических процессах позволяют сделать вывод о возможности селективного растворения сульфидов железа из смеси сульфидов никеля, кобальта и железа, и возможности селективного осаждения сульфидов никеля и кобальта из железистых растворов. Процесс осаждения никеля и кобальта, а следовательно разделение этих металлов и железа, наиболее термодинамически вероятно при использовании металлического железа, пирротина и сероводорода. Т.е., в качестве осадителя сульфидов никеля и кобальта могут быть использованы чугун с сероводородом, никелевый штейн и термически разложенный или проплавленный пиритный концентрат. На основании диаграмм Пурбэ можно рекомендовать проведение процесса выщелачивания в области pH 0-2,5.

В раствор могут переходить никель и кобальт, которые впоследствии, в соответствии со значениями величин произведения растворимости, осаждаются в виде сульфидов. То есть, проводя последовательное селективное выщелачивание и селективное осаждение возможно осуществить химическое обогащение бедных по никелю и кобальту сульфидных продуктов.

На основании изучения кинетических параметров процесса установлено, что кислотное растворение сульфида железа в интервале температур 20 - 77 °С протекает в

промежуточной ($E = 41,96$ кДж/моль), а при более высокой температуре в диффузионной ($E = 11,56$ кДж/моль) области. Осаждение сульфидов никеля и кобальта термически разложенным пиритным концентратом при температурах 20-98 °С протекает в диффузионной области ($E_{Ni} = 13,5$ кДж/моль, $E_{Co} = 11,98$ кДж/моль). Тормозящее действие на процесс оказывает плотный слой, образующихся при осаждении сульфидов.

Результаты выщелачивания термически разложенного пиритного концентрата растворами кислот с концентрацией 0,5 N представлены на рисунке 4, приложение Б, показано влияние температуры на извлечение металлов при выщелачивании термически разложенного в вакууме пиритно-кобальтового концентрата при расходе растворителя, равном 1,04 от стехиометрически необходимого и продолжительности 2 часа.

Разработана технологическая схема химического обогащения пиритных Ni, Co-содержащих концентратов, рисунок 1.

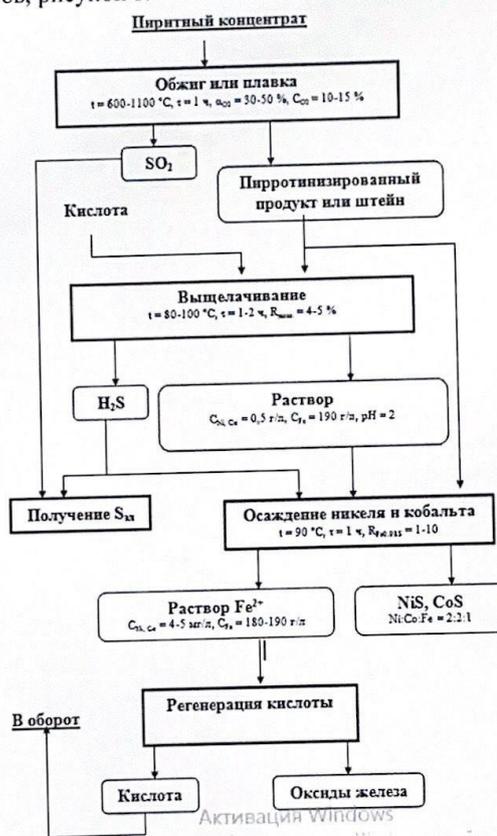


Рисунок 1 – Технологическая схема химического обогащения пиритных Ni, Co-содержащих концентратов

Таким образом, на основании проведенных исследований определены условия проведения одностадийного выщелачивания термически разложенного пиритно-кобальтового концентрата – температура 80-106 °С; продолжительности 2-4 часа, избыток растворителя 4-5 %. Остаточная кислотность при данных условиях составляет 6-8 г/дм³, выход твердого 7-9 % от исходного. Растворы после выщелачивания содержат около 190 г/дм³ железа (данные растворы пригодны для получения железно-оксидных пигментов) и примерно по 500 мг/дм³ никеля и кобальта. При данных условиях извлечение в раствор

составляет: кобальта – 92,04-96,54 %; железа – 94,03-97,4 %; никеля – 95,18-95,81 %.

Стоимостная оценка продуктов химического обогащения. При переработке 1 тонны бедного металлизированного штейна будет получено 30,1 кг Ni и 2,6 кг Co. Цена металлов на Лондонской бирже (сентябрь, 2019г) составляла: никеля-18090,00 \$ США, кобальта – 43060 \$ США за 1 тонну. При содержании этих металлов в концентрате после химического обогащения Ni-15,91 %; Co-1,39 % стоимость металлов составит: никеля – 287811 долларов США в 1 тонне, кобальта – 59853 долларов США в 1 тонне. Ожидаемая прибыль при переработке 1 тонны бедного металлизированного штейна, составит по никелю: 0,24 тыс. долларов, а по кобальту: 0,003 тыс. долларов.

Литературы:

1. Luganov V.A. Properties and implementation of products of dissociative roasting of pyrite concentrates 26th International Mineral Processing Congress, IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth - Conference Proceedings. 2012. -Pp.3047-3057.

2. Junjian, Y., Wenhui, C., Fayu, H., Mao, J., Xianhai, L. Study on the enhanced flotation of pyrrhotite. 26th International Mineral Processing Congress, IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth - Conference Proceedings. 2012.-Pp. 5908-5915.

А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова, Е.С. Меркибаев
«ССТКӨБ» АҚ ылғалды магнитті бөлу қалдықтарын байыту арқылы алынған пирит концентраттарын өңдеу технологиясы

Түйіндеме: Мақалада ылғал магниттік бөліну қалдықтарын байыту арқылы бағалы металдардың коммерциялық өнімдерге шығарылуымен алынған пирит концентраттарын қайта өңдеу технологиясының сынақтары ұсынылған. Құрамында Ni пириті бар концентраттарды химиялық байытудың технологиялық сызбасы жасалды.

Түйінді сөздер: күкірттендіріп күйдіру, пирит концентраттары, никель, кобальт, шаймалау, күйінді.

A. Zh. Nursaparova, T.A. Chepushtanova, V.A. Luganov, G.D. Guseynova, E.S. Merkibayev
Technology of the pyrite concentrates treatment obtained by enrichment of wet magnetic separation tailings of SSGPO JSC

Abstract: the paper contents the result of the testing of the technology of processing pyrite concentrates obtained by enrichment of the tailings of wet magnetic separation, with the extraction of valuable metals into commercial products. The technological scheme of chemical enrichment of pyrite Ni, Co-containing concentrates is introduced.

Key words: sulfidizing roasting, pyrite concentrates, nickel, cobalt, leaching, cinder.

УДК 669.33 (043)

А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова,
Е.С. Меркибаев

Научный руководитель - Т.А. Чепуштанова

Satbayev University

T.chepushtanova@satbayev.university

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ УДАЛЕНИЯ МЫШЬЯКА ИЗ УПОРНЫХ ЗОЛОТОМЫШЬЯКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Аннотация: проведен сравнительный технико-экономический анализ окислительного обжига упорного золотомышьякового концентрата и сульфидирующего обжига упорного золотомышьякового концентрата. Сравнительный технико-экономический расчет проводился на примере переработки упорного золотомышьякового концентрата месторождения Бакырчик, содержащего, масс. %: 12,0 As; 18,1 S; 0,11 Cu; 24,5 Fe и прочие компоненты. Рассчитана экономия от захоронения мышьяковых

отходов, полученных от переработки 1т концентрата. Рассчитан общий экономический эффект от предотвращения экологического ущерба при внедрении сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС, который составляет: 609,0 млн. тенге/т.

Ключевые слова: технико-экономическая оценка, сульфидирующий обжиг, окислительный обжиг, упорный золотомышьяковый концентрат, предотвращение экологического ущерба.

Выбор рациональной технологии переработки упорного золотомышьякового сырья зависит как от ее экологической безопасности, так и от технико-экономических показателей.

Сульфидирующий метод деарсенации таких материалов позволяет довольно глубоко, с соблюдением современных требований к охране окружающей среды вывести из них мышьяк.

Технико-экономическая оценка технологии удаления мышьяка из упорных золотомышьяковых концентратов проведена в сравнении с наиболее распространенной в мировой практике технологией окислительного обжига концентрата [1].

Основными статьями экономической эффективности предлагаемой технологии является предотвращение экологического ущерба за счет снижения выбросов в атмосферу вредных соединений мышьяка и серы, снижение затрат на захоронение мышьяковых отходов за счет получения их в компактной, более богатой по мышьяку форме, относящейся к III классу опасности.

При сульфидирующей переработке мышьяковых концентратов выбросы соединений мышьяка в атмосферу значительно ниже ПДК и они не требуют санитарной очистки. только выбросы диоксида серы, образующиеся в печи «кипящего слоя» за счет наличия кислорода остаточного воздуха и водяного пара при переработке влажных концентратов, превышают эту величину. При переработке 1 т золотомышьякового концентрата в атмосферу выбрасывается 30 м³ газов.

При окислительном обжиге упорного полиметаллического концентрата степень десульфуризации составляет 95 %, практически весь мышьяк выводится из процесса в форме триоксида (As₂O₃), степень улавливания которого в системе пылегазоочистки не превышает 92 %.

Сравнительный технико-экономический расчет по двум вариантам проводим на примере переработки упорного золотосодержащего высокомышьяковистого Бакырчикского концентрата, содержащего, масс. %: 12,0 As; 18,1 S; 0,11 Cu; 24,5 Fe и прочие компоненты.

Принимаем капитальные и эксплуатационные затраты на переработку золотомышьяковых концентратов по обоим вариантам равными.

Размер предотвращенного ущерба от снижения выброса загрязняющих веществ (соединения мышьяка, сернистый ангидрид) в атмосферу при использовании предлагаемой технологии по сравнению с окислительным обжигом определяется по формуле (1):

$$\Delta У = P \times K1 \times K2 \times M_{пред} \quad (1)$$

где $\Delta У$ – предотвращенный ущерб, тенге/т;

P – региональный норматив платы за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, тенге/усл.т. Для условий Восточно-Казахстанской области $P=123$ тенге/усл.т.; (соединения мышьяка, сернистый ангидрид) - ставки платы за 1 тонну, - 20 МРП, 1 МРП на 2020 год - 2651 тенге.

K_1 – коэффициент кратности за самовольное загрязнение природной среды, определяемый в зависимости от коэффициента α ,

α – коэффициент превышения приведенной массы выброса загрязняющих веществ без природоохранного мероприятия M_o (окислительный обжиг) над приведенной массой выброса после реализации сульфидирующей технологии $M_{\text{сульф.}}$.

$$\alpha = \frac{M_o}{M_{\text{сульф.}}} \quad (2)$$

$$M_o = \sum_{i=1}^n m_{oi} \cdot K_i, \quad (3)$$

$$M_{\text{сульф.}} = \sum_{i=1}^n m_{\text{сульф.}i} \cdot K_i \quad (4)$$

где m_{oi} , $m_{\text{сульф.}i}$ – массы выбросов загрязняющих веществ без применения природоохранного мероприятия и после него, усл.т/т;

K_i – коэффициент приведения, учитывающий относительную опасность i -го загрязняющего вещества и определяемый из выражения:

$$K_i = \frac{1}{\text{ПДК}_i} \quad (5)$$

где ПДК_i – среднесуточная предельно допустимая концентрация i -го загрязняющего вещества в атмосферном воздухе, мг/м³.

$$\text{Для } \text{SO}_2 \text{ } K_i = \frac{1}{0,05} = 20, \text{ для } \text{As}_2\text{O}_3 \text{ } K_i = \frac{1}{0,003} = 333. \quad (6)$$

При окислительном обжиге флотационного золотомышьякового концентрата приведенная масса выбросов сернистого ангидрида составит: 7,068 усл.т/т, а триоксида мышьяка 3,017 усл.т/т.

Суммарная приведенная масса выбросов загрязняющих веществ в атмосферу при окислительном обжиге 1 т концентрата составит

$$M_o = 7,068 + 3,017 = 10,085 \text{ усл.т/т.}$$

В предлагаемом способе удаления мышьяка в атмосферу выбрасывается только сернистый ангидрид (удельный расход отходящих газов 30 м³/т концентрата, содержание в них SO_2 330 мг/м³), приведенная масса которого составит: 0,0002 усл.т/т. Тогда коэффициент превышения нормативных выбросов составит:

$$\alpha = \frac{M_o}{M_{\text{сульф.}}} = \frac{10,085}{0,0002} = 50,425 \quad (7)$$

В соответствии с чем коэффициент кратности взимания платежей принят равным $K_1=10$. Коэффициент кратности, учитывающий экологическую опасность загрязнения для организованных источников выбросов, составляет $K_2=1$. Предотвращенная приведенная масса выброса i -го загрязняющего вещества в результате реализации сульфидирующей технологии определяется по формуле:

$$M_{\text{пред}} = \sum_{i=1}^n \Delta m_i \cdot K_i \quad (8)$$

где Δm – предотвращенная масса выброса загрязняющих веществ, усл.т/т

$$\Delta m_i = m_{0i} - m_{\text{сульф. } i} \quad (9)$$

$$\text{Для SO}_2 \quad 7,068 - 0,0002 = 7,0678 \text{ усл.т/т.} \quad (10)$$

$$\text{Для As}_2\text{O}_3 \quad 3,017 - 0 = 3,017 \text{ усл. т/т.} \quad (11)$$

Тогда $M_{\text{пред}} = 1146$ усл. т/т. Размер предотвращенного ущерба от снижения выброса загрязняющих веществ в атмосферу при реализации сульфидирующей технологии обжига составит: $\Delta Y = 607,609$ млн. тенге/т.

Количество белого мышьяка (As_2O_3), уловленного в процессе окислительного обжига 1 т золотомышьякового концентрата и подлежащего захоронению, составит: 0,1042 т. В соответствии с экологическим кодексом РК от 09.01.2007, обновленным на 07.01.2020 г. стоимость за размещение отходов производства, относящихся к первому классу токсичности (As_2O_3), составляет 25536 тенге/т, а к третьему (As_4S_3) – 7298,5 тенге/т [2, 3].

Расходы на захоронение белого мышьяка, получаемого при окислительном обжиге 1 т концентрата, составят:

$$0,1042 * 25536 = 2660,85 \text{ тенге} = 0,0026 \text{ млн. тенге/т.} \quad (12)$$

При сульфидирующей переработке 1 т золотомышьякового концентрата количество образующихся сульфидных возгонов мышьяка (As_4S_3) составит:

$$M(\text{As}_4\text{S}_3) = 0,0858 * 396 : 300 = 0,1133 \text{ т,} \quad (13)$$

$$\text{а стоимость их захоронения: } 0,1133 * 7298,5 = 826,92 \text{ тенге.} \quad (14)$$

Снижение расходов на захоронение за счет уменьшения объема сульфидных возгонов более чем в три раза по сравнению с триоксидом мышьяка не учтено.

Экономия от захоронения мышьяковых отходов, полученных от переработки 1 т концентрата по двум вариантам, составит:

$$\text{Эзах.} = 2660,85 - 826,92 = 1833,93 \text{ тенге/т} \quad (21)$$

Общий экономический эффект от предотвращения экологического ущерба при внедрении сульфидирующей технологии удаления мышьяка в печах КС составит:

$$\text{Эпредовр.} = 1.4096 + 607,609 = 609,0 \text{ млн. тенге/т.} \quad (22)$$

Таким образом, проведенным сравнительным технико-экономическим расчетом показана высокая эффективность сульфидирующей технологии вывода мышьяка из упорного золотомышьякового сырья в печах «кипящего слоя» по сравнению с традиционным окислительным обжигом.

Литературы:

1. Luo, H.-L., Liu, W., Qin, W.-Q., Yang, K., Han, J.-W. Enriching gold from refractory gold concentrate by reducing sulfur-retention smelting // Zhongguo Youse Jinshu Xuebao/Chinese Journal of Nonferrous Metals. – 2014. – 24(12). – P.3129-3135.

2. Решение Восточно-Казахстанского областного маслихата от 12 апреля 2018 года № 19/220-VI «О ставках платы за эмиссии в окружающую среду Восточно-Казахстанской области».

3. Об утверждении правил экономической оценки ущерба от загрязнения окружающей среды <https://egov.kz/cms/ru/law/list/P070000535>

А. Ж. Нұрсапарова, Т.А. Чепуштанова, В.А. Луганов, Г.Д. Гусейнова,
Е.С. Меркибаев

Өңделуі қиын алтын-мышыяқты концентраттардан мышыяқты жою технологиясын техникалық-экономикалық бағалау

Аңдатпа. Қиын байытылатын алтын-мышыяқ концентратын және тотықтырғыш алтын-мышыяқ концентратын тотықтырып күйдіруге салыстырмалы техникалық-экономикалық талдау жасалды. Құрамында массалық %: 12.0 As; 18.1 S; 0,11 Cu; 24.5 Fe және басқа да компоненттері бар Бакыршық кен орнының отқа төзімді алтын-мышыяқ концентратын өңдеу мысалында салыстырмалы техникалық-экономикалық есеп жүргізілді. 1 тонна концентратты қайта өңдеуден алынған мышыяқ қалдықтарының жойлуынан алынған үнемділігі есептелген. Мышыяқты қайнау қабаты пештерінде жою үшін сульфидтендіретін технологияны енгізу кезінде қоршаған ортаға залал келтірудің алдын алудың жалпы экономикалық тиімділігі есептеледі, ол: 609,0 млн. Тг/т құрайды.

Түйінді сөздер: техникалық-экономикалық талдау, сульфидтендіріп күйдіру, тотықтырып күйдіру, алтын-мышыяқты қиыи байытылатын концентрат, қоршаған ортаға залал келтіруді алдын алу.

A. Zh. Nursaparova, T.A. Chepushtanova, V.A. Luganov, G.D. Guseynova,
E.S. Merkibayev

Feasibility study of arsenic removal technology from refractory gold-arsenic concentrates

Abstract. Was held the comparative feasibility study of oxidizing roasting of refractory refractory gold-arsenic concentrate and sulfidizing roasting of refractory gold-arsenic concentrate. A comparative feasibility study was carried out on the example of processing refractory gold-arsenic concentrate of the Bakyrchik deposit, containing, mass. %: 12.0 As; 18.1 S; 0.11 Cu; 24.5 Fe and other components. Was calculated the economy of the disposal of arsenic waste obtained from the processing of 1 ton of concentrate. The total economic effect of preventing environmental damage at sulfidizing technology introduction for the removal of arsenic in fluidized bed furnaces was calculate and consist - 609,0 million tenge / t.

Key words: feasibility study, sulfidizing roasting, oxidizing roasting, refractory gold-arsenic concentrate, prevention of environmental damage.

УДК 622.7

Р.С. Омар., Ш.А. Телков., И.Ю. Мотовилов *

Ғылыми жетекші – И.Ю. Мотовилов, профессор ассистент, доктор PhD
SATBAYEV UNIVERSITY, Алматы қ.

* motovilov88@inbox.ru

ТЕМІРҚҰРАМДЫ КЕНДЕРДІҢ ГРАВИТАЦИЯЛЫҚ БАЙЫТЫЛУЫН ЗЕРТТЕУ

Аңдатпа. Жұмыста темірқұрамды кендердің химиялық, гранулометриялық және фракциялық талдауларының нәтижелері ұсынылған.

Химиялық талдау бойынша кенде бос жсыныстың негізгі минералдары кварц және кальций оксиді болып табылатыны анықталды, сондай-ақ фосфор және күкірт түріндегі зиянды қоспалардың аз мөлшері байқалды, бұл құрамында темір бар концентраттарды алу үшін қолайлы фактор болып табылады.

Кеннің негізгі массасы 50–5 мм ірілік класымен ұсынылған, кен ұнтағының шығымы елеусіз, ал бұл гравитациялық байыту процестерін қолдануға және ірі кесекті концентраттарды алу үшін қолайлы фактор болып табылады.

Фракциялық құрамының зерттелуі негізінде темірқұрамды кенді гравитациялық жеңіл байытылатын санатқа жатқызуға болады.

Фракциялық талдау арқылы темірқұрамды концентраттарды бөлінудің қажетті тығыздығы кемінде 55 % темір алу үшін белгіленген.