

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

УДК 669.21/.23

На правах рукописи

СЕЙСЕМБАЕВ РУСЛАН СЕРИКОВИЧ

**Разработка технологии извлечения цветных и благородных
металлов из коллекторных штейнов СПС-процесса**

6D070900 – Metallurgia

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научные консультанты:
докт. техн. наук, академик
КазНАЕН
Квятковский С.А.
АО «ИМиО», Республика
Казахстан

доктор PhD
Ахмад Бахгат Гемель
Центральный металлургический
научно-исследовательский
институт (CMRDI), Арабская
Республика Египет

Республика Казахстан
Алматы, 2021

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ.....	4
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ	5
ВВЕДЕНИЕ.....	6
1 ОБОСНОВАНИЕ ВЫБРАННОГО НАПРАВЛЕНИЯ	
ИССЛЕДОВАНИЙ.....	16
1.1 Состояние, проблемы и перспективы развития производства золота в Казахстане.....	19
1.1.1 Золоторудный потенциал Казахстана.....	19
1.1.2 Минерально-сырьевая база золота Казахстана.....	25
1.2 Современные способы переработки упорных золотомышьяковых концентратов и золотосодержащих штейнов.....	32
1.3 Выводы по 1 главе и постановка задач исследований.....	41
2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ	
СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КОРЕННЫХ УПОРНЫХ РУД ЗОЛОТА	
И СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ	43
2.1 Сократительная пирометаллургическая селекция (СПС-процесс) упорных коренных руд золота.....	43
2.2 Методы исследования.....	49
2.3 Изучение вещественного и фазового состава исходных материалов.....	50
2.4 Опытные плавки Бакырчикских коренных руд золота с добавкой сульфидных медных концентратов.....	55
2.5 Выводы по 2 главе.....	58
3 ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ	
ПРОЦЕССА ОБЖИГА СУЛЬФИДНЫХ КОЛЛЕКТИРУЮЩИХ ЗОЛОТО	
СИСТЕМ С УДАЛЕНИЕМ СЕРЫ, МЫШЬЯКА И УГЛЕРОДА.....	60
3.1 Методы исследования.....	60
3.2 Подготовка и анализ исходных сульфидных коллектирующих золото систем.....	61
3.3 Изучение влияния температуры обжига золотосодержащих штейнов в интервале температур 600-900 °С на степень удаления серы, мышьяка и углерода в газовую фазу.....	69
3.4 Изучение влияния содержания кислорода в дутье на степень перехода в газовую фазу серы, мышьяка и углерода при оптимальной температуре и создание лабораторной установки для проведения экспериментов.....	76
3.5 Изучение влияния крупности штейнов в интервале 0,5-2,0 мм при оптимальных температурных режимах и составах газовой фазы на степень очистки серы, мышьяка и углерода.....	81
3.6 Выводы по 3 главе.....	84
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ЖИДКОФАЗНОГО	
ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ОГАРКОВ С	
ПОЛУЧЕНИЕМ МЕТАЛЛИЗИРОВАННОЙ ФАЗЫ.....	85

4.1 Изучение влияния температуры опытных лабораторных плавков в интервале температур 1350-1500 °С на степень восстановления золотосодержащих огарков.....	85
4.2 Экспериментальное определение влияния расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре.....	90
4.3 Экспериментальное определение оптимальных составов шлаков и металлических сплавов-коллекторов золота при постоянных температурах и расходах кокса в условиях восстановительной плавки огарков	94
4.4 Проведение укрупненных балансовых опытов при оптимальных параметрах восстановительной плавки золотосодержащих огарков с определением распределения золота, серебра и других компонентов по продуктам плавки.....	97
4.5 Выводы по 4 главе.....	99
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	101
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	104
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	115
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	117
ПРИЛОЖЕНИЕ В.....	120
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	123

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты:

Правила присуждения ученых степеней, утвержденных приказом МОН РК от 31 марта 2011 года № 127.

ГОСО РК 5.04.034-2011 – Государственный общеобязательный стандарт образования Республики Казахстан послевузовское образование. Докторантура.

ГОСТ 7.12–93 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов на русском языке. Общие требования и правила.

ГОСТ 7.32-2001 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления.

СТ РК ГОСТ Р 15.011-2005 – Патентные исследования.

ГОСТ 8.417-2002 – Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы физических величин.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

АО «ИМиО» – Акционерное общество «Институт металлургии и обогащения»
СПС – сократительная пирометаллургическая селекция
СIP-процесс – сорбция из пульп
СIL-процесс – сорбционное выщелачивание
°С – температура в градусах по шкале Цельсия
ВНИИЦветмет – Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов
Иргиредмет – Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов
ЦНИГРИ – Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт
ГМК – горно-металлургическом комбинате
МСБ – Минерально-сырьевая база
РУВ – Рудное сорбционно-активное углеродистое вещество
НГМ – Национальная государственная компания
ДТА – Дифференциальный термический анализ
ИКС – инфрокрасная спектроскопия
РФА – рентгенофазовый анализ
РЗЭ – редкоземельные элементы
ЖОФ – Жезказганская обогатительная фабрика
КОФ – Карагайлинская обогатительная фабрика
СНГ – Содружество Независимых Государств
США – Соединенные Штаты Америки
ЮАР – Южно-Африканская Республика

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научно-технической проблемы. Среди наиболее актуальных проблем развития цветной металлургии Казахстана особое значение имеет производство золота. Это связано с тем, что одним из важнейших факторов устойчивого экономического развития нашей республики, как и у многих стран мира, являются производство и международная торговля золотом. Стратегическое значение этого металла заключается в его функции всеобщего эквивалента, страхового и резервного фонда, обеспечивающего в случае необходимости платежные средства в любой национальной валюте. К этому следует добавить имеющийся в мире высокий спрос на золото для ювелирного дела, электронной промышленности и других наукоемких производств, при постоянно растущей в последние годы стоимости металла.

Вопросы разработки и освоения новых технологий переработки золотосодержащего сырья являются одной из наиболее актуальных проблем цветной металлургии мира. При этом, одной из нерешенных и коренных задач золотодобывающей промышленности является организация высокоэффективной переработки сложных по составу упорных коренных руд золота.

Исходя из такого состояния золотодобывающей подотрасли в республике, предусмотрена разработка целого ряда принципиально новых процессов переработки коренных руд золота, обеспечивающих существенное сокращение потерь металла и необходимую интенсификацию металлургического передела. В течение последних двух-трех десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из таких руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания и т. д. Золотосодержащие руды и концентраты, обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции (измельчение, цианирование, обезвоживание, осаждение золота из растворов и т.д.), называют упорными.

В настоящей работе были проведены краткий анализ существующих и разрабатываемых способов пирометаллургического вскрытия упорного сырья золота, а также физико-химическое и технологическое обоснование разрабатываемого процесса сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) упорных руд и концентратов золота [1-3].

Как известно, в условиях СПС-процесса пирометаллургической плавки упорного сырья золота извлекающей фазой для благородных и ряда цветных металлов является коллекторный штейн.

Ранее, в проведенных исследованиях [4, 5] полученные коллекторные штейновые расплавы перерабатывались различными методами. Были испытаны

и предложены следующие варианты извлечения золота и других металлов из коллекторных штейнов путем:

- передачи их на передел конвертирования медных штейнов и извлечения благородных и цветных металлов по существующей схеме на медеплавильных заводах республики;

- измельчения и обжига коллекторных штейнов с дальнейшим извлечением благородных металлов методом классического цианирования из полученных золотосодержащих огарков и возвратом хвостов этого процесса в голову процесса – в шихту электроплавки;

- другого способа, когда полученный золотосодержащий огарок подвергается восстановительной переработке с концентрацией благородных и цветных металлов в металлическом сплаве железа и меди, направляемого на аффинажное производство;

- разработки и лабораторные испытания метода электромембранного оксигидрохлорирования [6].

В принципе, для имеющихся в труднодоступных и безводных районах ряда стран, крупных особоупорных месторождений золота (ЮАР, Россия, Китай, США, Киргизия и др.), может оказаться перспективной полная пирометаллургическая их плавка методом СПС-процесса и извлечения золота и других металлов из коллекторных штейнов.

Основание и исходные данные для разработки темы.

Основные проблемы минерально-сырьевой базы золотодобывающей промышленности Казахстана связаны с отсутствием промышленно эксплуатируемых крупных собственно золотых месторождений, которые могли бы служить базовыми объектами для устойчивого развития отрасли на длительную перспективу.

В настоящее время ни количественные, ни качественные показатели золотодобывающей отрасли Казахстана не отвечают нуждам нашего государства. Ограниченные подтвержденные запасы металла, использование на основных золотоизвлекательных предприятиях устаревших, несовершенных, малопроизводительных, многооперационных и экологически опасных технологий добычи, обогащения и металлургической переработки золотосодержащих руд сегодня являются основными сдерживающими факторами роста и интенсификации производства золота в Казахстане. В результате этого допускаются большие потери золота, особенно на стадиях обогащения «упорных» и «особо упорных» руд с хвостами, в которых остается до 1,5-2,5 г/т золота. По этой причине общее его сквозное извлечение в товарную продукцию из подобного сырья не превышает 60-70 % и руды данного типа относятся к категории труднообогатимых.

Как известно, более 50 % имеющихся активных запасов руд золота характеризуются как сложные для обогащения, содержат вредные примеси – мышьяк, сурьму и углерод. По мнению экспертов, на долю подобных руд приходится около 60 % от текущих запасов. В металлургии золота данные руды относят к упорным. По мнению экспертов, рудная база Казахстана по среднему содержанию золота в руде (6,3 %) является перспективной для разработки.

Однако значительная часть рудопроявлений плохо изучена, запасы по многим месторождениям требуют уточнения.

Для казахстанских месторождений сульфидных золотосодержащих руд характерно наличие большого количества вышеперечисленных вредных примесей в руде. В связи с этим определенная часть запасов характеризуется как упорное и труднообогащаемое сырье. По многим таким месторождениям на данный момент нет эффективных технологий обогащения и металлургической переработки. По этой причине эти месторождения золота в настоящее время в промышленном масштабе не эксплуатируются.

Основные современные проблемы золотодобывающих предприятий в мировой промышленной практике также связаны с изменением сырьевой базы в сторону ухудшения качества руд концентратов и с использованием традиционных технологий, которые не отвечают современным требованиям металлургического производства. Это имеет место, как в пирометаллургических, так и в гидromеталлургических способах извлечения этих металлов. Применяемые технологии не обеспечивают необходимый уровень охраны окружающей среды и требуют повышения научно-технологических показателей производства.

В диссертационной работе использованы результаты исследований переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов, полученных при выполнении научно-исследовательских работ в рамках грантового финансирования научных исследований на 2015 – 2017 гг. по теме: «Исследование и разработка технологических параметров новых процессов извлечения золота и цветных металлов из коллекторных сульфидных и металлических расплавов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота».

Обоснование необходимости проведения научно-исследовательской работы. Главные предпосылки для выполнения данной работы непосредственно связаны с нерешенными проблемами золотодобывающей отрасли мира и Казахстана по привлечению больших объемов упорных и двойной упорности коренных руд золота для извлечения из них благородных и цветных металлов.

Выполненные за последние 5-10 лет аналитические обзоры многими ведущими учеными-металлургами главных стран-производителей золота в области критического анализа технологического уровня многих действующих золотоизвлекательных предприятий мира показали на отсутствие высокоэффективных технологий и аппаратуры для переработки больших объемов особо упорных руд золота. По этой причине доля производства золота из таких руд составляет лишь 8-10 %, тогда как запасы золота в упорных рудах мира в общем балансе составляет 40-50 %. Это положение особо характерно для Казахстана, где богатейшие золотом месторождения сегодня в полном объеме не перерабатываются.

Данная проблема переработки упорного золотосодержащего сырья неоднократно обсуждалась и по ней опубликовано большое количество работ.

Наиболее полный анализ с описанием технологических и аппаратурных разновидностей способов переработки сложных по составу коренных руд золота

на современных и крупных предприятиях золотодобычи ведущих стран (США, ЮАР, Канада, Австралия, Китай и др.) содержится в фундаментальных монографиях профессора М.А. Меретукова с соавторами, опубликованных в России в 2012-2014 годах [7-10] и в работе [11].

Основным выводом многих перечисленных выше работ было общее заключение о том, что большинство технологических процессов, эксплуатируемых даже на передовых предприятиях производства золота не решают полностью коренные проблемы эффективной переработки упорных коренных руд золота. Даже современные технологии допускают большие потери золота, начиная от обогащения руд и до цианирования продуктов с хвостами этих переделов.

Принципиально новое и коренное усовершенствование переработки упорных Au-As и Au-As-Co концентратов можно осуществить при использовании в голове технологической схемы процессов сократительных пирометаллургических процессов, в частности способа электроплавки. Результаты таких испытаний прямой плавки золото-мышьяковых концентратов в лабораторном, полупромышленном и промышленных масштабах проведенных, в основном, в СССР и странах СНГ и подробно описаны в работах [12 - 23].

На основании полученных технологических данных по пирогидрометаллургической переработке концентрата Саяк-4 и полученного штейна разработаны технологическая схема и технологический регламент для проектирования промышленной электропечи и гидрометаллургической установки оксигидрохлорирования с извлечением золота, кобальта, меди и других составляющих штейна.

Ориентировочные технико-экономические расчеты показали, что в случае промышленного внедрения разработанной комплексной технологии переработки концентратов месторождения Саяк-4 с переработкой порядка 80000 т концентрата в год можно получить 2,716 т золота, 250,94 т кобальта, 43,44 т меди и других компонентов с суммарной стоимостью товарной продукции 121,62 млн. долларов США.

Однако основным недостатком перечисленных выше работ является то, что в них приведены данные по переработке в основном концентратов золота, полученных при обогащении коренных руд. Как известно, при процессах обогащения первичных руд золота, особенно при флотации упорных углисто-мышьяковых руд, допускаются значительные потери металла с хвостами.

Исходя из этого, была предложена прямая плавка упорных руд золота на золотосодержащие штейны, минуя все процессы их обогащения [24]. Для извлечения золота и других металлов из полученных коллекторных штейнов в ходе вышеуказанных испытаний был испытан гидрометаллургический метод путем двукратного солянокислого выщелачивания продуктов оксигидрохлорирования и извлечения золота из растворов электролизом в электромембранном реакторе.

Однако, отмечая высокие показатели извлечения золота, серебра и других металлов при оксигидрохлорировании коллекторных штейнов, необходимо

отметить, что при создании и освоении высокопроизводительного пирометаллургического метода вскрытия упорного золотосодержащего сырья – СПС-процесса необходимы новые способы извлечения благородных и цветных металлов из коллекторных продуктов, обеспечивающие также высокую производительность агрегатов, лучшие технологические показатели, экономичность и возможность более эффективного освоения в промышленном масштабе.

Это положение, являясь основным обоснованием данной работы, требует выполнения значительного объема исследований по испытаниям новых коллекторных продуктов и методов извлечения из них золота и других металлов.

Сведения о планируемом научно-техническом уровне разработки, патентных исследованиях и выводы из них. Поскольку основной задачей разработки данной работы являются лабораторные исследования и разработка новых методов извлечения золота и других металлов из коллекторных для золота расплавов, ниже представлен краткий обзор таких методов применительно в основном к золотосодержащим сульфидным железистым штейнам. Поскольку по методу пирометаллургической прямой плавки упорных концентратов золота и связанными с ним получением коллекторных для благородных металлов штейновых расплавов имеются ограниченное количество исследований и разработок, ниже рассмотрены лишь несколько примеров по извлечению золота и других металлов из сульфидных коллекторов.

Первым таким методом извлечения благородных и цветных металлов из коллекторных для золота штейнов является передача их на передел конвертирования медных штейнов на медеплавильных заводах и получение золота по существующей схеме в шламах электролиза черновой меди. Здесь уместно отметить, что в настоящее время более 1/3 объема золота в Казахстане производится попутно пирометаллургическим методом на медных и свинцовых заводах. Если на медеплавильных заводах коллекторами золота и серебра являются медные штейны и черновая медь, то на свинцовых заводах благородные металлы концентрируются в черновом свинце и извлекаются в процессе его рафинирования.

На стадии лабораторных исследований разработана технология переработки золотосодержащих штейнов, включающая две стадии [6].

I стадия – предварительная обработка штейна в солянокислой среде с целью выделения кислоторастворимой составляющей сульфидного железа – троилита.

II стадия - выщелачивание не вскрытого остатка штейна на электромембранной установке методом жидкофазного оксигидрохлорирования, который эффективно вскрывает сульфидное сырье с переводом электроположительных и электроотрицательных элементов в жидкую фазу, с одновременной электроэкстракцией ценных компонентов из полученных растворов в катодных камерах электромембранного реактора.

Сквозное извлечение в жидкую фазу, включая предварительную гидrolитическую обработку, составило: Au-98,1 %, Ag-98,83 %, Cu-99,46 %, Fe-98,25 %, S-98,47 % от исходного в штейне.

Проведение процесса электроэкстракции электроположительных элементов из солянокислых медьсодержащих растворов при высокой плотности тока позволило получить порошковый металл с глубоким извлечением ценных компонентов в катодный продукт, и легко спадающий с катодов. В катодных камерах электромембранной установки выделялся порошковый металл следующего состава: (%): Au-1603,56 г/т, Ag-41385,06 г/т, Cu-95,58, Fe-н/о.

Сквозное извлечение ценных компонентов в катодный продукт составило, (%): Au-98,1, Ag-98,83, Cu-98,1.

Были опробованы несколько других вариантов извлечения золота из коллекторных штейнов.

В работе [25] были приведены различные варианты извлечения золота из коллекторных для золота штейнов, полученных в ходе полупромышленных и промышленных испытаний электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГМК. При этом полученные богатые благородными металлами штейны обжигались в печах КС, огарки подвергались цианированию с дальнейшим извлечением благородных металлов из них методом электролиза.

По одной технологической схеме штейн измельчается, обжигается и из полученного огарка золото выщелачивается раствором цианида натрия. Из золотосодержащего раствора золото сорбируется активированным углем, десорбируется и из раствора извлекается электролизом.

По второй, бесцианидной технологии полученный штейн обжигается, огарок после обжига штейна вторично плавят в электропечи в восстановительной атмосфере с сульфатом кальция и оборотным шлаком. Из металлизированного штейна слабым раствором серной кислоты выщелачивают железо, остаток, соответствующий составу медеэлектролитного шлама, направляют на аффинажное производство. Шлак второй плавки используется как флюс, содержащий оксиды кальция и железа, при электроплавке золотомышьяковых концентратов на штейны.

Как показали наши исследования по изучению процессов прямой плавки различных по составу упорных коренных руд золота, полученные при СПС-процессах переработки особоупорных руд золота, коллекторные штейны существенно отличались по составу от штейнов, полученных при плавках золотомышьяковых концентратов и особенно по содержаниям благородных металлов. К тому же в литературе отсутствуют сведения и исследования по вскрытию таких штейнов пирометаллургическими методами.

Исходя из этого, первой задачей исследований в данной работе было детальное изучение процесса обжига коллекторных штейнов, полученных в основном при прямой плавке упорных коренных руд золота, минуя их обогащение.

Ранее были проведены работы по плавке упорных коренных руд золота месторождения Саяк-4 «Золотой» с получением золотосодержащего штейна, минуя процесс их обогащения [26]. Проведены исследования по определению параметров процесса штейнообразования с подбором сульфидизатора в условиях плавки золотосодержащих руд и концентратов при 1500 °С и оптимальных составах шлаков. При этом в ходе испытаний и разработок СПС-

процесса прямой плавки упорных руд ряда месторождений Казахстана основное внимание уделялось изучению концентрации золота и серебра в железистых сульфидных штейнах, а для извлечения из них золота, как было отмечено выше, был использован метод оксигидрохлорирования [6].

С целью поиска и разработки других методов концентрации золота, второй задачей исследований было изучение возможностей получения новых видов коллекторов благородных металлов и извлечения из них золота и других металлов.

Высокий научно-технический уровень выполняемых исследований достигнут исследованием проблемы в области физико-химии и технологии современных пирометаллургических процессов в цветной металлургии, в частности в области пирометаллургии благородных металлов. Кроме того, были использованы современные физико-химические методы изучения руд и новые высокотемпературные пироустановки.

Сведения о метрологическом обеспечении НИР. Выполнение данной работы обеспечено необходимыми нормативно-методическими материалами, гостированными приборами и сертификационными методиками для проведения экспериментальных работ.

При экспериментальных исследованиях применялись стандартизированные системы измерения параметров. Приборы и оборудование систематически поверяются, что обеспечивает достоверность получаемых результатов.

В процессе проведения научно-исследовательских работ метрологическое обеспечение определялось наличием сертифицированных химико-аналитической и лаборатории физических методов анализа. Метрологические измерения выполнялись на поверенных контрольно-измерительных приборах.

Национальная научная лаборатория по приоритетному направлению «Технологии для углеводородного и горно-металлургического секторов и связанных с ними сервисных отраслей» АО «ИМиО» аккредитована на техническую компетентность в Национальном центре аккредитации Комитета технического регулирования и метрологии – Аттестат аккредитации №KZ.T.02.1138 от 6 апреля 2021 г. на соответствие требованиям ГОСТ ИСО/МЭК 17025-2009 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий».

В АО «ИМиО» имеются: Государственная лицензия на работу с прекурсорами № 16011676 от 21.07.2016 г., Государственная лицензия на работу с ядами №16011643 от 20.07.2016 г.

Научно-исследовательские работы выполнялись в лаборатории пирометаллургии тяжелых цветных металлов АО «ИМиО».

Актуальность темы. Актуальность данной работы связана с тем, что как в мировой практике, так и в Казахстане в настоящее время отсутствуют принципиально новые технологии эффективной переработки упорных коренных руд золота с высокими показателями по извлечению благородных металлов в товарную продукцию.

На многих предприятиях золотоперерабатывающей промышленности Казахстана, выпускающих золотосодержащие концентраты, отсутствует пирометаллургическая технология их переработки. Результаты данной работы позволят перерабатывать золотосодержащие руды, минуя стадию их обогащения, пирометаллургическими способами с получением промежуточных продуктов, пригодных для дальнейшей переработки. Поэтому тема данной работы является актуальной.

Новизна темы. Новизна данной темы обусловлена тем, что в мировой практике золотодобычи нет примеров вскрытия упорных углисто-мышьяковистых коренных руд золота методами их прямой плавки с целью их сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) [27-37]. При этом характерное СПС-процессу высокое извлечение золота из упорных коренных руд в коллекторные продукты основаны на новых физико-химических подходах, когда в условиях высоких температур и жидкофазных взаимодействий в расплаве имеет место практически полное вскрытие упорного золотосодержащего сырья. Это происходит за счет концентрации так называемого «невидимого золота» в виде твердых растворов, коллоидного состояния и супертонких наночастиц, ассоциированных с сульфидными минералами и рудными углеродсодержащими веществами (РУВ) в коллекторных материалах. В этих же условиях исключается вредное влияние РУВ на вскрытие золота, когда весь углерод РУВ сгорает с переходом в газовую фазу и все золото в расплаве концентрируется в специально полученных сульфидных или металлических расплавах за счет его высокого сродства к таким коллекторам. При этом полученные в условиях СПС-процесса такие золотосодержащие сплавы, коллектирующие 95-98% золото и серебро, также являются новыми полупродуктами в металлургии золота.

Новизна результатов работы также заключается в том, что они получены впервые применительно к золотосодержащим штейнам, полученным при прямой плавке упорных руд золота, минуя их обогащение и цианирование. Таким образом, в случае их реализации в промышленном масштабе будет организована высокоэффективная и бесцианидная технология переработки упорных руд золота.

Связь данной работы с другими научно-исследовательскими работами. Настоящая работа является продолжением исследований, проведенных по проекту «Разработка комплексной технологии пирометаллургической селекции упорных золотосодержащих руд и концентратов с переводом золота в штейн методом сократительной электроплавки и извлечения золота из штейнов способом электромембранного оксигидрохлорирования (месторождения Жолбарысты, Шован ТОО «Терискей», Маятас ТОО «Маятас», Саяк-4 и др.)» программы «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан» на 2011-2014 гг.

Целью диссертационной работы является разработка комплексной технологии переработки упорных коренных руд золота и сульфидных медных

концентратов с получением металлизированной фазы, обогащенной золотом и серебром.

Объектами исследований явились штейны и шлаки, получаемые по способу СПС-процесса при прямой плавке упорных руд золота, продукты переработки штейнов - огарки и летучие составляющие – сера, мышьяк и углерод, - металлические расплавы коллекторы золота.

Предмет исследования – физико-химические свойства и составы объектов исследования; пирометаллургическая переработка коренных упорных руд золота и сульфидных медных концентратов; процесс окислительного обжига штейнов; процесс восстановления огарков штейна.

Задачи исследования, их место в выполнении научно-исследовательской работы в целом.

Основными задачами диссертационной работы являются:

- детальное экспериментальное изучение физико-химических свойств и составов объектов исследования;
- проведение лабораторных тигельных плавов упорных руд золота с сульфидными медными концентратами с определением оптимальных выходов и составов золотосодержащих медных штейнов и изучение их физико-химических и термических свойств и структуры;
- разработка технологических параметров процесса обжига сульфидных коллектирующих золото систем;
- разработка процессов жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков с получением металлизированной фазы

Методологическая база.

К числу основных методов исследования и анализов, примененных при выполнении диссертационной работы, относятся:

- критический анализ патентно-информационных источников;
- исследования проводились методами химического, рентгенофазового, термического анализов;
- выполнение химического анализа образцов на оптическом эмиссионном спектрометре с индуктивно – связанной плазмой Optima 2000 DV (США, PerkinElmer);
- проведение рентгенофазового анализа проб с использованием прибора D8 Advance (Bruker AXS GmbH) с помощью программного обеспечения EVA, Search/match и Базы данных карточек ASTM;
- минералогический анализ проб проводили под микроскопом МИН-8, OLYMPUS, Leica DM 2500P с помощью программы Stream BasicR;
- выполнение термического анализа проб проведено с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter посредством программного обеспечения NETZSCHProteus;
- Изучение составов проб и составляющих их природных и искусственных образований проводился на электронно-зондовом микроанализаторе марки JEOL JXA 8230 Electron Probe Microanalyzer;

– эксперименты проводились на индукционной плавильной установке УИП-16-10-0,005, а также использовались высокотемпературные камерные печи СНОЛ 12/16 и НТС 08/16 Nabertherm GmbH;

– для изучения процесса окислительного обжига золотосодержащего штейна была создана установка на базе трубчатой лабораторной печи СУОЛ-0,25.1/12-М1 с нихромовым нагревателем;

– изучение состава газовой фазы осуществлялся при помощи газоанализатора ПЭМ-2М.

Положения, выносимые на защиту.

На защиту диссертационной работы выносятся следующие положения:

– процесс переработки коренных упорных руд золота и сульфидных медных концентратов;

– результаты опытов по изучению процесса обжига исследуемых штейнов в интервале температур 600-900 °С без циркуляции потока окислительной газовой фазы;

– результаты опытов по изучению процесса восстановления золотосодержащих огарков;

– процесс экспериментального изучения влияния расхода кокса на степень восстановления огарка;

– результаты опытных восстановительных плавок золотосодержащих огарков.

1 ОБОСНОВАНИЕ ВЫБРАННОГО НАПРАВЛЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

Одной из важных и нерешенных проблем золотодобывающей промышленности мира является подбор высокоэффективной переработки сложных по составу упорных коренных руд золота, в которых в настоящее время содержится почти половина общих запасов золота в мире.

Основные объемы упорных руд в мире практически не перерабатываются из-за отсутствия эффективных технологий вскрытия с удовлетворяющим извлечением золота и других благородных и цветных металлов.

В решении данной проблемы, наряду со многими странами мира, особо нуждаются золотодобывающие предприятия России и Казахстана, где имеются крупнейшие золото-углеродистые месторождения с большими запасами золота и других благородных металлов, большинство из которых сегодня также не перерабатываются. Отдельные предприятия, использующие подобные упорные, особенно углисто-мышьяковистые упорные руды, имеют очень низкие показатели извлечения золота и имеют большие потери металлов с хвостами обогащения руд и выщелачивания золотосодержащего сырья.

Как известно, Россия и Казахстан входят в первую десятку стран мира с богатейшим минерально-сырьевым потенциалом металлов, в том числе и по запасам значительной части золота мира.

В 2002 году группой ученых-геологов и технологов была выполнена работа по анализу состояния и перспектив развития сырьевой базы и эффективных технологий производства золота в России и Казахстане методом кучного выщелачивания [38].

Фундаментальной работой по проблемам извлечения золота из упорных коренных руд золота является монография известных в мире крупных ученых в области металлургии золота – профессоров России Б.А. Захарова и М.А. Меретукова «Золото: упорные руды» [8].

Проблемы освоения упорных руд золота с разработкой наиболее эффективных способов их переработки особо актуальны для золотодобывающих предприятий Республики Казахстан.

Исходя из этого, в Казахстане в 2011-2014 гг. выполнен большой комплекс НИР, НИОКР и опытно-заводских испытаний в соответствии с мероприятиями по реализации государственной научно-технологической целевой программы «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 годы» [9]. В ходе выполнения основных заданий данной программы был выполнен глубокий анализ состояния золотодобычи в странах мира. Особенно подробно эти вопросы рассмотрены применительно к аналогичным проблемам двух ведущих стран СНГ – России и Казахстана. Ряд актуальных проблем золотодобывающей подотрасли цветной металлургии Казахстана в области обеспечения роста геологических запасов золота и создания перспективных новых технологий в обогащении и металлургии завершены в виде крупных геологоразведочных работ, опытно-заводских испытаний и получения патентов РК.

Однако, отдельные проекты данной программы, посвященные вопросам разработки технологий переработки труднообогатимых и трудновоскрываемых коренных руд золота, даже в случае их реализации, не решат всех проблем освоения упорных руд золота в Казахстане.

В целом, выполненный анализ состояния проблем извлечения золота из особо упорного первичного сырья показал бесперспективность ориентации на существующие технологические схемы, которые во многих случаях принципиально не могут обеспечить эффективную переработку труднообогатимых и упорных коренных руд золота.

Исходя из такой ситуации, можно сформулировать основную задачу предлагаемой работы. Коренное решение основных технологических задач производства золота из особо упорных коренных руд требует принципиально новых подходов к данной проблеме, обеспечивающих эффективное производство золота с высоким его извлечением и созданием в перспективе экологически чистых и желателно безотходных технологий. При этом желателно, чтобы такие принципиально новые технологии и агрегаты для их осуществления были бы независимыми от форм содержания золота и особенностей химического, минералогического составов исходного сырья.

В связи с этим в работе на основе критического анализа современных технологий, эксплуатируемых на крупных предприятиях передовых по золотодобыче стран мира, сделана попытка сформулировать и обосновать основные требования к принципиально новым технологиям извлечения золота и сопутствующих металлов из особо упорного сырья.

В качестве одного из вариантов принципиально новых подходов к данной проблеме предложена новая технология сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) упорных коренных руд золота, минуя процессы их обогащения [2].

Анализ современного состояния и технологического уровня золотодобывающей отрасли цветной металлургии мира и стран СНГ позволил сформулировать ряд существующих проблем этой отрасли. Наличие технологически упорных руд и концентратов, не поддающихся обработке общепринятыми в промышленной практике методами, ухудшение качества перерабатываемого золоторудного сырья и резко возросшие в последние годы требования к комплексности использования сырья и охране окружающей среды являются сегодня главными проблемами золотодобывающих производств мира. Поэтому в области решения проблем переработки упорного и двойной упорности золото- и серебросодержащего сырья в настоящее время участвуют все крупнейшие компании, являющиеся производителями благородных металлов.

Как известно широкое развитие получили гидрометаллургические процессы переработки золото- и серебросодержащего сырья. Извлечение благородных металлов при выщелачивании зависит от ряда факторов, основным из которых является вид связи золота с рудными и порообразующими компонентами. Руды содержат золото в четырех основных формах: свободное, находящееся в ассоциации с рудными минералами (сростки), тонковкрапленное

«невидимое» золото в минералах (кварце и сульфидах), покрытое поверхностными пленками («золото в рубашке»), а также в структуре органических включений. Возможны два подхода к гидрометаллургической переработке упорных руд – цианирование с введением дополнительных операций для устранения депрессии золота и использование альтернативных растворителей.

Коренные изменения в технологии извлечения золота за счет кучного выщелачивания и биологического выщелачивания в колоннах, метода «уголь в пульпе», усовершенствования других пиро- и гидрометаллургических методов (например, автоклавного обогащения труднообогатимых руд) сделали рентабельной вторичную переработку бедных руд и сохранившихся «хвостов» золотоизвлекательных фабрик с содержанием золота на уровне 1,0-0,3 г/т и менее. В западной части США, к примеру, работают 36 промышленных установок по кучному выщелачиванию предварительно агломерированных руд золота и серебра.

В работе [8] на примере анализа технологических показателей ряда действующих предприятий ведущих стран-производителей золота мира, перерабатывающих в основном «стандартное» легкоосквашиваемое первичное сырье, были рассмотрены следующие способы извлечения сырья:

- цианирование флотационных концентратов;
- окислительный обжиг золотосодержащих концентратов;
- автоклавное окислительное выщелачивание;
- бактериальное выщелачивание концентратов;
- электроокислительная обработка – прямой электролиз пульпы на основе халькопиритного концентрата;
- попутное извлечение благородных металлов из медно-порфировых и колчеданно-полиметаллических свинцово-цинковых руд;
- кучное выщелачивание золотосодержащих руд;
- агитационный процесс выщелачивания, чановое перколяционное выщелачивание;
- сорбция из пульп (СIP-процесс);
- сорбционное выщелачивание (СIL-процесс);
- проблемы аффинажа золота.

Как видно из приведенных примеров заводов ведущих производителей, перечень процессов и приемов, используемых при производстве золота и серебра, на протяжении всего периода работы изменился мало, усовершенствовались лишь отдельные операции переделов в результате использования более совершенной техники. Это имеет место, как в пирометаллургических, так и в гидрометаллургических способах извлечения благородных металлов из «стандартного» легкоперерабатываемого сырья.

Таким образом, приведенный анализ технологического уровня и характеристик ведущих золотодобывающих предприятий мира показал, что в последние годы, наряду с использованием традиционных методов извлечения благородных металлов из легкоосквашиваемых руд и концентратов, наметились тенденции к вовлечению в производство упорных и особоупорных к вскрытию

коренных руд благородных металлов, а также лежалых хвостов обогащения и цианирования. При этом наметилась устойчивая тенденция поиска альтернативных цианидному методу способов извлечения золота и серебра.

Анализ промышленных технологий большинства предприятий мира также показывает, что использование традиционных технологий к переработке упорного золотосодержащего сырья в большинстве случаев не отвечает современным требованиям металлургического производства. Это имеет место, как в пирометаллургических, так и в гидрометаллургических способах извлечения этих металлов. Применяемые технологии не обеспечивают создания эффективных производств, необходимый уровень охраны окружающей среды и требуют повышения научно-технологических показателей золотодобывающих предприятий.

Исходя из такого краткого анализа состояния производства золота следует, что разработка новых технологий для переработки упорного сырья с детальным исследованием извлечения благородных металлов из коллекторных продуктов является актуальной задачей развития данной отрасли в целом.

1.1 Состояние, проблемы и перспективы развития производства золота в Казахстане

1.1.1 Золоторудный потенциал Казахстана

Государственным балансом республики были учтены запасы по 237 объектам, из которых 122 коренных, 81 комплексных и 34 россыпных. Месторождения золота располагаются во всех регионах Казахстана, по уровню запасов лидирующими регионами являются: Центральный, Восточный и Северный Казахстан. Месторождения золота относятся к следующим группам (таблица 1).

Таблица 1 – Группировка месторождений золота [39]

Группа месторождений	Запасы, т
Коренные	
уникальные	>200
крупные	50-200
средние	5-50
мелкие	<5
Россыпи	
крупные	>2
средние	0,3-2
мелкие	<0,3

Казахстан является уникальной геологической страной, имеющий практически все геолого-промышленные типы месторождений золота (таблица 2). Среди них наиболее встречающиеся золото-сульфидно-кварцевые жильные (Бестобе, Акбакай, Жолымбет) и штокверковые (Васильковское)

среднеглубинного (2,5 - 7 км) уровня формирования, полигенные золото-сульфидные малых глубин (0 - 2,5 км) в вулканогенно-осадочных (Кварцитовые Горки) и углеродисто-терригенных (Бакырчиык) толщах, близповерхностные (0 - 0,5 км) золотосеребряные (Архарлы) в молодых вулкано-плутонических поясах месторождения.

Таблица 2 – Основные геолого-промышленные типы месторождений Казахстана

Геолого-промышленный тип	Активные запасы, %	Добыча, % (1998 г.)
Собственно золоторудные объекты:	64,5	36,4
- коренные:	63,9	35,0
- кварцево-жильный (Бестюбе, Жолымбет, Аксу и пр.)	11,5	23,7
- штокверковый (Васильковское, Юбилейное и др.)	23,0	6,8
- минерализованных зон (Бакырчик, Большевик и др.)	22,0	0,5
- колчеданный (Майкаинская гр., Абыз, Мизек и др.)	4,3	-
- скарновый (Саяк IV и др.)	1,9	-
- коры выветривания (Суздальское, Жанан и др.)	1,2	4,0
- россыпи	0,6	1,4
Комплексные золотосодержащие объекты:	35,5	63,6
- полиметаллические	26,4	60,4
- медные	9,1	3,2
ВСЕГО:	100	100

Разведаны и освоены в Казахстане 197 средних и мелких, 2 уникальных и 5 крупных коренных золоторудных и золотосодержащих комплексных месторождений. Помимо этого, в государственном кадастре зарегистрированы 500 рудопроявлений, часть которых в процессе геологоразведочных работ потенциально могут быть переведены в разряд месторождений.

В таблице 3 приведены запасы крупных разрабатываемых месторождений золота Казахстана.

Таблица 3 - Запасы эксплуатируемых золотосодержащих месторождений Казахстана

Месторождение	Объем запасов, т	Владелец
Васильковское	360	АО «Васильковское золото»
Бакырчик	330	ТОО «Бакырчикское ГДП»
Мизек	65	АО «Чаралтын»
Суздальское	63	ОАО «ФИК Алел»
Акбакайскок	63	АК «Алтыналмас»
Бестюбе	30	ОАО «ГМК Казахалтын»
Большевик	30	ТОО «Inter Gold Capital»

Разведанные запасы различных геолого-промышленных типов месторождений расположены в 6 золоторудных районах и, частично, в коровых месторождениях и россыпях.

В работе [40] подробно представлены сведения о запасах, особенностях составов и структур коренных руд золота по регионам Казахстана: Жетыкаринского рудного района, Североказахстанского региона, Майкаинского района, Западно-Калбинского рудного пояса, Акбакайского рудного района, Северо-Балхашского района, об основных месторождениях золота коры выветривания и золотоносных россыпей.

В таблицах 4-6 по данным работы [41] представлены более свежие сведения о геолого-промышленных типах золоторудных и золотосодержащих месторождениях, потенциале золота приоритетных горнорудных районов и об активах золотодобывающих компаний Казахстана.

Две трети добываемого в Казахстане золота относятся к средним и малым месторождениям (согласно классификации ЦНИГРИ, к малым месторождения – это месторождения с запасами золота до 25 т, средние – 25-100 т). Группа малых месторождений представлена 62 разведанными месторождениями. Однако, подавляющее большинство объектов этой группы (46 из 62-х месторождений) не эксплуатируется (некоторые месторождения были законсервированы), хотя многие из них расположены в достаточно освоенных районах с относительно развитой инфраструктурой, вблизи от железных и автомобильных дорог. Среди них преобладают месторождения жильного типа, принадлежащие, прежде всего к золото-кварцевой формации. Поэтому их руды характеризуются сравнительно простым составом и свободным легкообогатимым золотом. Подчиненное значение имеют месторождения золото-сульфидно-кварцевой (иногда представленные минерализованными зонами) и золото-серебро-адуляр-кварцевой формаций.

Таблица 4 - Геолого-промышленные типы золоторудных и золотосодержащих месторождений Казахстана

ГПТ месторождений	Относительный вес в общих запасах золота, %	Примеры рудных полей, месторождений (запасы золота)			
		очень крупные (200-500 т и крупнее)	крупные (50-200 т)	средние (10-50 т)	мелкие и очень мелкие (0, n-10 т)
А. Золоторудные месторождения					
I. Золото-сульфидно-кварцевый плутоногенный (штокверки, жилы)	32,9	Васильковское	Акбакайское поле (Акбакай, Бескемпир, Аксакал, Думан-Шуак, Кенжем)	Жолымбет, Бестобе, Аксу, Степняк, Райгородок, Долинное, Баладжал, Кулуджун, Акжал	Алтынсай, Жаксы, Алтынтас, Акбент, Новоднепровское
II. Золото-сульфидный прожилково-вкрапленный	25,2	Бакырчик	Большевик, Восточный Бакырчик, Суздальское	Васильковское, Пустынное, Кварцитовые Горки, Тохтаровское, Жанан	Жерек, Миалы, Келенчектау
III. Золото-адуляр-кварцевый, золото-сульфидно-кварцевый вулканогенный (эпитермальный)	1,7	Неизвестны	Неизвестны	Таскора	Архарлы, Иглик, Мынарал, Туз, Коккия, Наурызбай
IV. Золото-(медно)-скарновый	1,5	Неизвестны	Неизвестны	Саяк-4	Ичкеольмес, Баксинское, Акташ
V. Золотоносные коры выветривания	3,7	Неизвестны	Неизвестны	Суздальское, Комаровское, Элеваторное	Акарга, Кутюхинское, Александровское, Кепкен, Узбой, Тохтаровское
Б. Комплексные золотосодержащие месторождения					
VI. Золото-серебро-колчеданно-полиметаллический	15,1	Неизвестны	Риддер-Сокольское, Ново-Лениногорское	Тишинское, Малеевское, Чекмарь, Артемьевское, Зыряновское, Майкани	Белоусовское, Казкудук, Мезгильсор, Матсор, Чинасылсай
VII. Медно-порфировый с попутным золотом	8,4	Неизвестны	Нурказган	Бозшаколь, Коктасжал, Коксай, Бескауга	Бенкала, Толагай
VIII. Медно-(цинково)-колчеданный с попутным золотом	6,2	Неизвестны	Мизек	Кусмурун, Лиманное, Кундыздинское, Орловское, Николаевское	Акбастау, Приорское, Жиланды
IX. Золото-медный комбинированный	1,5	Неизвестны	Варваринское	-	

Таблица 5 - Потенциал золота приоритетных горнорудных (горно-экономических) районов Казахстана

Горнорудный район	Утвержденные и авторские запасы золота представительных месторождений, т (в скобках ГПТ оруденения)	Прогнозные ресурсы золота. т
Кокшетауский	Васильковское 450 (I; Райгородок 91,1 (I); Узбой 30,0 (II, V)	1500
Западно-Калбинский	Бакырчик 260,5 (II); Глубокий лог и Промежуточное 42,5 (II); Большевик 95,4 (II); Суздальское 45,1 (II, V); Баладжал 30,4 (I); Жанан 21,5 (II, V)	2500
Шу-Илийский (Жалаир- Найманская и Жельтауская зоны)	Акбакай менее 30,0 (I); Кенжем 28,2 (I); Бескемпир 17,1; Аксакал 16,0 (I); Светинское 10,5 (I)	1000
Шу-Кендыктасский	Хантауское 57,0 (IV); Когадыр 35,0 (I); Северный Чокпар 18,8 (I)	Более 500
Рудно-Алтайский	Риддер-Сокольное 76,3 (VI); Новолениногорское 73,0 (VI); Артемьевское 36,9 (VI); Тишинское 28,0 (VI); Малеевское 21,4 (VI); Орловское 30,4 (VIII); Секисовское 33,7 (I)	500
Северо-Балхашский	Пустынное 30,0 (II); Долинное 21,3 (I); Саяк-4 17,0 (IV); Саяк-1 12,4 (IV)	400
Жетыкаринский	Варваринское 53,8 (I); Тохтаровское 11,9 (II, V); Комаровское 15,6 (V)	350
Степнякский	Жолымбет 45,0 (I); Бестобе 29,9 (I); Аксу 21,8 (I); Кварцитовые Горки 14,1 (II)	500

Таблица 6 - Активы золотодобывающих компаний и стратегия добычных работ на золото в Казахстане

Золотодобывающие компании	Активы компаний	Добыча, т/год			
		2011-2013	2015	2015-2020	2020
Компании и предприятия - флагманы					
АО Казцинк («Алтынау-Кокшетау», Лениногорский ГОК)	Васильковское месторождение (золото-сульфидно-кварцевый штокверковый протип)	10-12	15	15-20	20
	Лениногорское поле (золото-серебро-колчеданно-полиметаллический тип)	5	5	6	6
Ivanhoe Mines LTD («Altynalmasgold»)	Большой Бакырчик (золото-сульфидный прожилково-вкрапленный тип)	нет	нет	15-25	30
Итого		17	20		56
Крупные и рядовые продуценты золота					
АО «Казахмыс»	Золото-медные месторождения Нурказган, Бозшаколь, Мизек, Шатырколь и др.	3-5	5	5	5
ОАО «Polymetal»	Варваринское золото-медное месторождение	3-5	5	5-6	6
ГМК «Казахалтын»	Золото-сульфидно-кварцевые и золото-сульфидные месторождения Аксу, Бестобе, Жолымбет, Кварцитовые горки и др. (Степнякский район)	3-5	5	8-10	10
АО «Алтыналмас»	Золото-сульфидно-кварцевые и золото-сульфидные месторождения Акбакай, Светинское, Бескемпир, Думан-Шуак, Пустынное и др. (Акбакайский, Иткудукский районы)	1-2	2	6-8	8
Nord Gold	Золоторудные месторождения и золотоносные коры выветривания Суздальское, Джерек, Баладжал (Западная Калба)	2-4	4	5-7	7
Мелкие производители		2-4	3-5	6-8	8
Итого		40-42	46		100

1.1.2 Минерально-сырьевая база золота Казахстана

По данным Национальной государственной компании (НГМ) «Таукен-Самрук», МСБ золота Казахстана включает 287 месторождений (из них 38% – золотосодержащие комплексные, 60% – собственно золоторудные, 2% – россыпные). В промышленной разработке (лицензированные) сегодня находится лишь 75 месторождений. Общие запасы золота в Казахстане составляют около 2 тыс. т, в то время как разведанные оцениваются в 1800 т, запасы около 800 т. При этом обеспеченность запасами разрабатываемых месторождений основных горнодобывающих предприятий составляет от 10 до 80 лет.

Самые крупные запасы находятся в Восточно-Казахстанской области и оцениваются в 540 т, что эквивалентно 22 млрд. долларам США. Акмолинская область на втором месте, где запасы составляют более 250 т с оценкой в денежном эквиваленте в 11 млрд. долларов США. Карагандинская область располагается на третьем месте. Здесь содержится порядка 115 т золота общей стоимостью около 5 млрд. долларов США.

Около половины добываемого золота производится на комплексных колчеданных месторождениях, разрабатываемых АО «Казцинк» и ТОО «Корпорация “Казахмыс”», которые получают золото в виде попутного продукта. Компании, разрабатывающие собственно золоторудные месторождения обеспечивают лишь 40% от общего объема добычи.

На рисунке 1 и в таблице 7 представлены самые значимые для Казахстана золоторудные месторождения. Из них можно выделить два уникальных месторождения (Васильковское с запасами золота в 360 т и Бакырчик – 277 т), одно крупное (Акбакай – 63 т), 11 средних (с запасами от 25 до 60 т), остальные месторождения мелкие (с запасами до 25 т) (таблица 3).

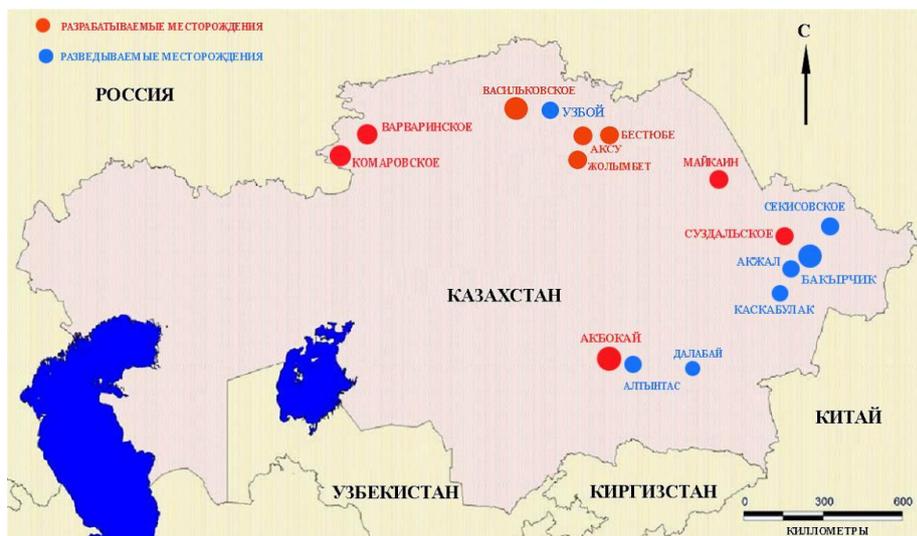


Рисунок 1 – Главные и перспективные золоторудные месторождения Казахстана

Таблица 7 – Наиболее значимые для Казахстана золоторудные месторождения

Восточный Казахстан	Бакырчик, Большевик, Васильевское, Риддер-Сокольное, Суздальское, Жанан, Секисовское
Центральный Казахстан	Аксу, Кварцитовые Горки, Жолымбет, Бестюбе, Ушоки, Енбекши, Пустынное, Майкаин
Северный Казахстан	Васильковское, Узбой, Сымбат, Комаровское, Элеваторное, Аккаргинское, Варваринское, Жетыгоринское
Западный Казахстан	Юбилейное
Южный Казахстан	Акбакайская группа, Аксакал-Бескемпир, Мынарал, Жаркулак, Карамурун, Архарлы, Кумысты

Главными формационными типами месторождений золота в Казахстане являются: месторождений золота, связанные с интрузивами гранитоидов, колчеданно-полиметаллической, золотосодержащей медно-порфировой, золотосульфидных вкрапленных руд, золото-серебряный, золото-скарновый, золотоносных кор выветривания и россыпей.

Магматический фактор является ведущим фактором, повлиявшим на размещение месторождений золота, связанных с интрузивами гранитоидов. Этот класс месторождений, объединяет такие месторождения как Джетыгаринское, Бестюбе, Акбакай, Васильковское, и другие. Руды легкообогатимые со средним содержанием золота в рудах 3,6-7,9 г/т.

Золотосульфидный (Au-As-Sb-вкрапленных руд) тип представлен месторождением Бакырчик. Руды относятся к упорному труднообогатимому виду, со средним содержанием золота в рудах 4,8-9,4 г/т.

Золотосодержащий колчеданно-полиметаллический тип относится к месторождениям Рудного Алтая (Риддер-Сокольное, Белоусовское, Тишинское, Николаевское и др.), где попутное извлечение золота производится при средних содержаниях 0,1-1,7 г/т. Меньшие по запасам месторождения этого типа (Майкаин) и объекты Акбастау-Космурунского рудных полей, содержат руды с более высокими показателями по содержанию золота в руде (2,6-6,2 г/т).

Месторождения золото-скарнового типа немногочисленны и представлены преимущественно в Центральном Казахстане (Саяк IV и Саяк V). Активные запасы в них составляют 1,9 % от общих запасов по стране.

Также одним из важнейших современных поставщиков золота в мире являются медно-порфиновые золотосодержащие месторождения. В казахстанском сегменте месторождений к ним можно отнести: Актогай, Айдарлы, Коунрад, Коксай, Содержания золота по месторождениям не превышают 0,1-0,2 г/т, несколько объектов (Бошекуль, Самарское, Коктасжал) характеризуются содержанием 0,2-0,8 г/т. Повышенные содержания золота установлены в рудах медного месторождения жильного типа Шатырколь (0,8 г/т).

Во многих странах мира эпитермальные золото-серебряные месторождения являются весьма значимыми источниками золотодобычи (Северо-Восток России, Япония, Филиппины, Анды, Румыния, Венгрия и т.д.).

В Казахстане перспективным для добычи относящегося к этому типу оруденения можно отнести Далабайский рудный район Южной Джунгарии.

Месторождения россыпного золота располагаются преимущественно в горных системах Восточного и Южного Казахстана (Южный Алтай, Тарбагатай, Калба, Каратау, Заилийский и Джунгарский Алатау). Содержание золота в них доходит до 3 г/т.

В 80-х годах обнаружены нетрадиционные для региона месторождения нового геолого-промышленного типа – месторождения золота в корах выветривания. Основная часть этих месторождений легкодоступна для освоения и может быть отработана открытым способом с применением достаточно простой технологии извлечения золота (гравитационное обогащение и кучное выщелачивание). Эти месторождения установлены в Семипалатинском Прииртышье (Суздальское, Жанан, Жерек, Мираж и др.) и Джетыгаринском районе (Элеваторное, Комаровское, Аккаргинское и др.). Промышленные содержания золота здесь находятся в пределах 1,5 до 10,0 г/т.

Основные проблемы МСБ золота в Казахстане следующие:

- отсутствие крупных резервных золоторудных месторождений, которые могли бы служить в длительной перспективе базовыми объектами для устойчивого развития отрасли;

- отсутствие подготовительных мероприятий по поиску и освоению крупных комплексных колчеданно-полиметаллических месторождений;

- более половины активных запасов представлены сложными для обогащения упорными рудами, содержащими вредные примеси (мышьяк и сурьма);

- в случае снижения мировых цен на золото отработка ряда крупных месторождений (Бакырчик, Суздаль, Васильковское) окажется нерентабельной.

Золотые запасы Казахстана в значительной мере сосредоточены на золоторудных месторождениях (60%) и только треть запасов находится в комплексных месторождениях. Казахстан, со средним содержанием золота в рудах 6,3 г/т, занимает практически лидирующее место в мире, т.к., как видно из данных таблицы 2, из-за уменьшения запасов богатых золотом руд, в частности богатых металлом россыпных источников, среднее содержание золота в ведущих странах мира в настоящее время находится в пределах 1,7-3,8 г/т.

Крупнейшие золоторудные месторождения Казахстана по объему запасов (т) приведены ниже:

– Васильковское	360
– Бакырчик	277
– Мизек	65
– Суздальское	63
– Акбакайское	63
– Бестюбе	30
– Жолымбет	30
– Варваринское	28.

На Васильковском месторождений (Акмолинская область, в 17 км к северу от г. Кокшетау) добыча производится открытым способом. На фабрике

возможно перерабатывать до 8 млн. тонн руды и в перспективе планируется производить 17-20 тонн золота в год.

Месторождение Бакырчик располагается в 100 км от г. Усть-Каменогорска. Золото – упорное, находится в «невидимом» состоянии в пирите и игольчатом арсенопирите. Для извлечения золота применяется выщелачивание с предварительным обжигом. Владельцем этого крупного и богатого золотом месторождения является российская фирма «Полиметалл», которая планирует открытую разработку месторождения с использованием технологии «обогащение и выщелачивание».

ТОО «Корпорация “Казахмыс”», а точнее дочерняя компания Казахмыс Голд, разрабатывает Месторождение Мизек. Среднее содержание золота в данной руде - 1,25 г/т. Добыча осуществляется по технологии кучного выщелачивания.

Месторождение Суздальское находится в 75 км юго-западнее г. Семипалатинска. Ранее на месторождении (с 1999 года) золото добывалось из окисленных руд открытым способом, применялся метод кучного выщелачивания. На месторождении ведется подземная отработка сульфидных руд с переработкой их на обогатительной фабрике с применением бактериального выщелачивания. Среднее содержание золота в рудах данного месторождения 8,2 г/т, а производство золота составляет 1,6 тонн в год.

В советский период месторождение золота Акбакай отработывалось подземным способом, мощность составляла 150 тыс. тонн руды в год. Добытая руда обогащалась на фабрике мощностью 200 тысяч тонн руды. Добыча за год не превышала 1,7 тонн золота. В перспективе планируется увеличить производительность Акбакайского ГОКа почти в два раза – до 2,8 тонн золота в год.

Месторождения Жолымбет и Бестюбе относятся к одному из старейших предприятий золоторудной отрасли Казахстана - АО «ГМК Казахалтын». За период эксплуатации, с 1929 года на месторождениях Жолымбет, Бестюбе, Аксу и Кварцитовые Горки добыто более 320 тонн золота. Производство золота планируется увеличить до 5-8 тонн, при росте МСБ с запасами до 262-369 тонн.

Золото-медное месторождение Варваринское располагается в 130 км от регионального центра Костаная и в 10-ти км от границы с Россией. Среднее содержание золота в руде составляет 0,85 г/т. В дальнейшей перспективе планируется увеличить мощности по переработке руды на фабрике с 3,5 до 5,5 млн. тонн в год и довести добычу золота до 5 тонн в год.

Золотодобыча в Казахстане- отрасль весьма трудоемкая, в виду того что золотосодержащее сырье в большей мере трудновскрываемое. Поэтому 50-70 % затрат от общих издержек отводится на горно-обогатительный передел. Золотосодержащие руды, относящиеся к категории упорных (65%) не перерабатываются и месторождения таких руд в нашей стране находятся в консервации. Золотодобывающие предприятия дают только одну треть золота, остальные две трети золота получают в виде попутного продукта производства на предприятиях медной и свинцово-цинковой отраслей. Состояние сырьевой базы и вопросы золотодобычи в Казахстане в сравнении с проблемами и

перспективами развития производства золота в России и странах СНГ были проанализированы в работе [38] группой геологов России и Казахстана.

В настоящее время около ста различных компаний имеют право вести разработку золоторудных месторождениях Казахстана, из них только 35 занимается реальной добычей. Самыми крупными недропользователями, на которых приходится более 90% всех инвестиций, направленных в золотодобычу, являются ОАО «Алтыналмас», ТОО «Бакырчикское ГДП», ОАО «Майкаинзолото», ГРК «АБС Балхаш», ТОО «Чаралтын», ЗАО ГРК «Алтын Тобе», ЗАО «ГМП Пустынное», АО «ГМК Казахалтын», компания «Кен», ТОО ГРК «Андас Алтын», ОАО ФИК «Алел», ЗАО ГМК «Алтын Аймак». Крупнейшими золотодобывающими компаниями являются АО «Алтыналмас», АО «Казцинк», ТОО «Корпорация Казахмыс», АО «Маикайынзолото», СП ФИК «Алел» и АО «Алтын-тау-Кокшетау» (бывший «Васильковский ГОК»).

Значительная часть добываемого в Казахстане золота приходится на комплексные колчеданно-полиметаллические месторождения Рудного Алтая. Добычу и переработку осуществляют на базе золотосодержащих полиметаллических месторождений: Тишинское, Риддер-Сокольное, Малеевское, Шубинское, Зыряновское, Греховское ОАО «Казхцинк, АО «Лениногорский ПМК», АО «Зыряновский СК», и также горнорудные предприятия ТОО «Казахмыс»: Восточно-Казахстанский МЗК (месторождения Николаевское, Шемонаихинское) и Жезкентский ГОК (месторождение Орловское). Комплексные золотосодержащие месторождения разрабатывают также: ГАО «Майкаин-золото», АО «Novatrading Commerce АУ», АОЗТ «Финконкорд» [38].

В настоящее время в республике действуют 3 крупных аффинажных предприятия - ХМК Балхашского горно-металлургического комбината корпорации «Казахмыс», ОАО «Казцинк» (проектная производительность 50 т золота и 1 тыс. т серебра в год) и аффинажный завод ФНК «Самрук-Казына» в г. Нур-Султан. ТОО «Корпорация “Казахмыс”» золото выпускает как попутный металл медного производства (проектная производительность 10 т золота и 1 тыс. т серебра в год). На заводе есть возможность выпуска аффинированного серебра не только в слитках, но и в гранулах, также из части аффинированного золота и серебра производятся ювелирные изделия на собственном ювелирном заводе. Производственные мощности этих предприятий в полном объеме обеспечивают потребность производителей по аффинажному переделу сырья.

В таблицах 8, 9 приведены данные Статистического агентства РК по объемам добычи и выпуска золотосодержащих концентратов, а также приведена динамика производства золота и серебра за период 2000-2018 гг.

Таблица 8 – Производство золотосодержащих концентратов в РК, тыс. т

Области	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Казахстан	94	121	132	156	161	114	110,1	130,4	143,5	151,0	134,1	151,8	132,4	139,6	104,8	55,0	64,2	79,1	-
Восточно-Казахстанская	69	88	83	101	99	87	81,9	86,5	110,7	128,5	106,2	121,8	104,6	107,6	83,3	34,4	45,9	47,6	-
Жамбылская	13	12	12	12	11	2	21,2	16,6	20,7	11,0	3,8	-	-	-	-	-	-	-	-
Акмолинская	8	19	35	42	44	16	5,4	24,5	9,7	9,8	15	19,6	24,1	26,8	19,4	18,2	15,0	14,3	23,1
Алматинская		-	-	-	1	2	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,5	-
Карагандинская	3	1	1	-	-	-	-	-	-	-	3,8	3,6	1,4	0,8	-	-	-	9,4	-
Павлодарская	1	1	1	1	6	7	1,6	2,8	2,4	1,7	5,3	6,8	2,3	4,4	2,1	-	-	3,3	-

Таблица 9 – Динамика производства золота и серебра в РК

Годы производства																		
2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Золото необработанное и полуобработанное или в виде порошка, кг																		
27389	25010	22402	19266	18949	18600	21824	22824	22564	11449	29941	36846	39903	42552	50339	63614	74737	85339	100288
В том числе золото аффинированное, кг																		
11529	15226	10959	9906	9579	9788	9009	8123	8201	10336	13313	16672	21133	23220	26884	31044	37852	44094	-
Серебро обработанное и полуобработанное или в виде порошка, кг																		
219,5	755	1455	129605	522	813069	806083	722927	378593	-	550735	650649	963182	963829	989247	1308926	1186511	1060662	969347

На ОАО «Казцинк» аффинируется до 7 т золота и 200 т серебра в год, оба вида металла внесены в реестр «Качественной поставки» на Лондонской бирже драгоценных металлов. При этом из-за высокой стоимости переработки аффинажные мощности Казахстана загружены менее чем на треть.

В промышленной практике золотодобывающих предприятий РК наблюдается значительный рост производства золота, серебра в последние годы. Однако, существующие технологии не отвечают современным требованиям охраны окружающей среды, допускают высокие потери золота и требуют проведения фундаментальных и прикладных разработок с повышением научно-технического уровня производств.

Из анализа состояния производства и рынка драгоценных металлов в Казахстане можно сделать вывод о том, что:

- из общего числа золоторудных месторождений с утвержденными балансовыми запасами в данный момент разрабатываются не более 10. В том числе такие крупные месторождения, как Бакырчик и др., имеющие около 50% от общих запасов золота, эксплуатируются не на должном уровне.

- рынок драгоценных металлов в республике главным образом был ориентирован на экспорт продукции в виде сырья высокой аффинажной готовности (слитки, гранулы, сплав Доре, катодное золото). Сплав Доре и катодное золото вывозились в зарубежные страны без должного контроля содержания в них платиноидов и других редких элементов. В настоящее время в связи с Законом РК о драгоценных металлах основная переработка золота и серебра планируется в Казахстане.

- в республике мало развита ювелирная отрасль, не налажено промышленное производство ювелирных сплавов в виде проволоки, полос и другой продукции, которая необходима для изготовления ювелирных изделий и пользующейся спросом на внутреннем рынке. Требуется механизм стимулирования производителей в части реализации необходимого.

Также стоит отметить, что в целом по республике себестоимость добычи руды относительно высокая. Обусловлено это сложными горно-геологическими условиями месторождений (значительная глубина залегания рудных тел, высокая трещиноватость и водонасыщенность рудовмещающих комплексов). Кроме того, на многих крупных месторождениях (Бакырчик, Кулуджун, Большевик и других) золото концентрируется в упорных рудах, содержащих такие примеси, как мышьяк и углерод. Процесс удаления этих вредных примесей не только усложняет технологию обогащения руд, но и требует дополнительных затрат на их складирование и условий сохранения экологии окружающей среды.

Как нам известно, производство золота из упорных руд у основных стран-производителей в мире составляет около 5% от их доказанных запасов в год. Исключение составляют Китай и США, у которых данное соотношение составляет 18% и 11% соответственно. У Казахстана же данное соотношение составляет 1,2%, что значительно ниже среднемирового уровня. Данное сопоставление позволяет сделать вывод о том, что казахстанская сырьевая база находится на начальном этапе освоения и имеет значительный потенциал к росту.

Благоприятная конъюнктура на рынке золота, по оценке международных организаций, будет стабильной в среднесрочной перспективе. Это является главным стимулирующим фактором для развития производства и экспорта золота.

На данный момент в мире разработано и применяется большое количество технологий, позволяющих эффективно извлекать золото из большинства видов легковскрываемого сырья.

По мнению экспертов, при текущей конъюнктуре мирового рынка золота в республике необходимы принципиально новые подходы и технологии извлечения золота из упорных коренных руд казахстанских месторождений.

Как было показано выше, в Казахстане в 2011-2014 гг. разрабатывалась Целевая Государственная научно-технологическая программа «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 гг.». Основные результаты этой завершенной в 2014 году программы послужили основой для достигнутого в Казахстане удвоения объемов выпуска золота в 2014 г. по сравнению с показателем 2009 года, а затем и интенсивное наращивание производства и в последующие годы.

Исходя из этого, планируемые мероприятия золотодобычи в республике будут достигнуты за счет:

- увеличения прогнозных ресурсов высоких категорий и подтвержденных запасов золоторудных месторождений;

- разработки и освоения на золотоизвлекательных предприятиях новых и ресурсосберегающих технологий в области обогащения и металлургической переработки;

- повышения качества конечной основной продукции, эффективности аффинажного производства и создания предприятий, использующих производимые в Казахстане благородные металлы в промышленных и ювелирных целях.

В Казахстане создается современное аффинажное производство, нацеленное на переработку всего объема выпуска золота и серебра. Однако, для реализации планируемых мероприятий по интенсификации производства золота в республике существует необходимость привлечения в производство коренных упорных руд золота.

1.2 Современные способы переработки упорных золотомышьяковых концентратов и золотосодержащих штейнов

В золотодобывающей промышленности Казахстана в настоящее время нет рациональной технологии промышленной переработки упорных концентратов, кроме бактериального выщелачивания концентратов с низким содержанием углерода. Цианирование необожженных концентратов не дает хороших показателей из-за субмикроскопического размера присутствующего в них золота.

В мировой практике наиболее распространенным методом выделения упорных элементов и извлечения благородных металлов из золотомышьяковых

концентратов является окислительный обжиг сульфидных концентратов и штейнов с последующим цианированием огарков или плавкой их с шихтой на медных или свинцовых заводах [42-48].

Мышьяк в сульфидных материалах находится в основном в виде арсенопирита, окисление которого сопровождается образованием оксидов железа и летучего оксида мышьяка (III). Большая доля выделяемого мышьяка переходит в нелетучие арсенаты металлов (железа, свинца и др.) и отправляется с огарком на дальнейшие стадии переработки, при этом затрудняется процесс извлечения золота при цианировании и загрязняются продукты плавки. Даже двухстадийный обжиг некоторых видов концентратов не позволяет полностью очистить огарок от вредных летучих компонентов таких как мышьяк и сера.

В работе [49] приведены основные положения процесса окислительного обжига в кипящем слое различных флотационных концентратов за рубежом (Канада, США). Представлены результаты обжига в кипящем слое коллективных пиритно-мышьяковистых концентратов, пиритно-теллуридных и арсенопиритных флотационных концентратов, с дальнейшим цианированием получаемых огарков. Извлечение золота из таких концентратов соответственно составляет: 90,2, 94,7 и 95,0 %. Из полученных данных видны значительные потери золота с хвостами цианирования.

Авторами предложена классификация золотосодержащих концентратов в зависимости от содержания золота и других цветных металлов, вещественного состава, крупности золота, формы и характера его ассоциации с другими компонентами. Представлены основные методы переработки золотосодержащих концентратов в соответствии с приведенной классификацией. Указано влияние технико-экономических показателей на выбор технологической схемы переработки того или иного сырья, а также дана технико-экономическая оценка различных способов переработки концентратов и рекомендации по определению рациональной технологической схемы.

В работах [50-60] приведены результаты, характеризующие возможность применения окислительного обжига к разным по составу золотосодержащим концентратам, основными компонентами которых являются арсенопирит, пирит и стибнит. Особенное внимание было уделено изучению влияния температуры (400-700 °С) на показатели обжига и извлечение золота при дальнейшем цианировании получаемых огарков. Было установлено, что при температуре 500 °С в процессе обжига происходит практически полное разложение сульфидных соединений, которые находятся в тесном контакте с золотом и наиболее высокое извлечение золота (95-99,3 %) достигнуто при проведении процесса обжига золотомышьяковых концентратов при данной температуре. При обжиге упорных концентратов с высоким содержанием мышьяка и сурьмы с дальнейшим цианированием огарков наблюдалось снижение извлечения золота в раствор до 60-87,4 %. Это было объяснено тем, что в процессе обжига на поверхности золота образуются пленки, состоящие из соединений мышьяка и сурьмы с железом, затрудняющие растворение золота в цианистых растворах.

Исследования [61-67] института «Иргиредмет» на протяжении многих лет посвящена извлечению благородных металлов из упорных золотосодержащих

концентратов. Основными особенностями вещественного состава этих концентратов является очень тесная связь золота с арсенопиритом и высокое содержание РУВ (до 10 % и более).

Отличительной особенностью переработки таких концентратов является схема, включающая следующие этапы:

- двухстадийный окислительный обжиг в кипящем слое с отгонкой мышьяка на первой стадии и полным окислением серы и углерода на второй стадии обжига;
- доводка огарка методом флотации для удаления недоокислившихся сульфидов и углерода;
- измельчение хвостов до крупности 95 % - 0,074 мм;
- двухстадиальное цианирование измельченного материала с щелочной обработкой кеков п первой стадии цианирования (эта операция нацелена на вскрытие золота, недоступного для растворителя мышьяксодержащими продуктами окисления арсенопирита).

Технологии такого рода проверены в полупромышленном масштабе. В таблице 10 показаны показатели переработки золотосодержащих концентратов с использованием окислительного обжига на некоторых зарубежных фабриках [8]. Недостатком данных технологий является относительно низкое извлечение золота в цианистые растворы – 91 %. С кеками теряется примерно 9 г золота на тонну [68].

Минералогический анализ кеков выявил, что в основном упорное золото находится в виде глубоких включений в плотных зернах оксида железа. Также теряемое золото связано с кварцем, частично, с недоокислившимися сульфидами.

ВНИИЦветмет с участием Иргиредмета [69] провели полупромышленные испытания двухстадиального обжига золотомышьяковых углистых концентратов, содержащих, мас. %: 11,3 Al_2O_3 ; 32,5 SiO_2 ; 11,73 S; 6,2 As; 11 C; 14,4 Fe; 66 г/т Au; 15,6 г/т Ag. Особенностью таких концентратов является отсутствие в них свободного золота, связанного с арсенопиритом.

На первой стадии обжига производилась отгонка мышьяка в виде триоксида при низкой температуре и слабоокислительной атмосфере. На второй стадии обжига проводилось окисление серы и углерода в условиях повышенной температуры и значительного избытка воздуха. Для обжига использовали горячий воздух из калориферов, так как использовался концентрат с низким содержанием серы. Огарки обжига КС подвергали цианидному выщелачиванию при 600 °С, извлечение золота в раствор составило 84,7-86,7 %. Полное удаление углерода требовало высокой температуры обжига при коэффициенте избытка воздуха в печи не менее 1,5 по отношению к теоретически рассчитанному количеству на окисление всех сульфидов и углерода. При температуре выше 600 °С увеличивалась потеря металла с кеками цианирования до 20 г/т.

Для последующего цианирования единственным пригодным продуктом обжига при этом является огарок печи КС с выходом 53 % от массы концентрата. Получаемые пыли выход которых от массы шихты составил 33,8 % характеризовались высоким содержанием углерода от 5,24 до 14,91 %, и были не

пригодны для цианирования, поэтому они возвращались в первую стадию на дообжиг в печи КС с предварительным гранулированием. Огарки данной технологии отличались повышенной технологической упорностью, полностью не разрушались даже при обжиге, из-за исключительно прочной ассоциации золота с арсенопиритом в исходном концентрате.

Таблица 10 – Показатели переработки золотосодержащих концентратов с использованием окислительного обжига на некоторых зарубежных фабриках

Предприятие	Производительность по концентрат, т/сут	Число стадий обжига	Содержание в концентрате			Ивлечение золота из огарка*,%
			Au,г/т	S,%	As,%	
Дални (Зимбабве)	25	1	10-90	22	4,5-6,0	95,0-97,0
Джайнет-Йеллунайф-Майнз (Канада)	195	2	127	20,1	9,3	93,7
Диккенсон (Канада)	12-15	1	69	18,9	11,0	80,0
Кохинор-Виланс (Канада)	1	1	170	18,4	6,3	94,7
Кэмпбелл-Ред-Лейк (Канада)	60	2	2215	20,5	6,5	97,3
Гоулден-Сайк (США)	40	1	157	23,9	–	97,5
Гэтчелл (США)	1500	1	7	3,6	2,8	80,0
Бэтти (Канада)	100-125	1	26	16,0	2,3	92
Джардин (США)	20-40	2	64	20,0	38	60,0

*Огарок перерабатывают цианированием

В работах [70-76] авторами предложен метод переработки упорных концентратов хлоридовозгонкой. Материал обжигается в смеси с хлорирующим веществом (хлоридом натрия, хлоридом кальция или их смесью) при температуре 900 °С и выше в окислительной атмосфере. Одновременно с золотом также возгоняются хлориды серебра, меди, висмута, цинка, мышьяка. В возгоны переходят 94-96 % меди и свинца, 97-99 % золота, 95-98 % серебра, 90-95 % мышьяка и серы. Далее из возгонов хлориды металлов переводят в раствор методом водного выщелачивания. Из раствора золото восстанавливается до металла и вместе с хлоридом серебра остается в нерастворимом остатке. После отделения остатка получают богатый благородными металлами продукт, который можно направлять на аффинажное производство. Метод высокотемпературной хлоридовозгонки с предварительным окислительным обжигом был опробован на различных упорных золотомышьяковых концентратах и извлечение золота в возгоны достигало 96-99,7 %.

В исследовании [77] по восстановительно-хлорирующему обжигу в оптимальном режиме (содержание в огарке предварительно окисленного углерода 3 %; расход NaCl - 2 % от веса огарка окислительного обжига, температура хлорирующего обжига 600-700 °С) показана возможность вскрытия практически всего упорного золота, ассоциированного с плотными оксидами железа - твердыми продуктами окисления золотосодержащих сульфидов и достижения извлечения золота при цианировании огарков 96 % при его остаточном содержании в отвальных кеках порядка 4 г/т.

Применение метода хлоридовозгонки дает возможность наиболее полного вскрытия упорного золота практически из любого концентрата, а также предполагает комплексную переработку золотосодержащего сырья с извлечением не только благородных, но и сопутствующих цветных металлов и железа. К недостаткам данной технологии можно отнести сложность переработки хлоридных возгонов, в связи с необходимостью применения специальной коррозионностойкой системы газоочистки и пылеулавливания, а также проблему аппаратного оформления высокотемпературного обжига.

Сотрудниками институтов «ВНИИЦветмет» и «Иргиредмет» [78] проведены полупромышленные испытания на установке непрерывного действия для двухстадиального обжига в печи КС золотомышьякового концентрата, следующего состава: 52,5 г/т Au; 144,0 г/т Ag, 2,05 % Cu, 34,0 % Fe, 5,44 % As, 40,59 % S. Основное количество золота (79,8 %) было сконцентрировано в огарке, а остальное распределялись между пылями аппаратов системы пылеулавливания (электрофильтры, циклоны, рукавный фильтр, камера кристаллизации). Степень очистки газов при этом составила 99,2 %. При отправке пылей сухих электрофильтров и циклонов, содержащих ~ 16 % золота в шихту первой стадии обжига после грануляции, вторичные пыли становятся на 5-8 % более бедными по содержанию золота. Увеличение выхода огарка достигает 59-62 % от веса концентрата.

Такая технологическая схема по двухстадиальному обжигу золотомышьяковых концентратов обеспечивает не только улучшение технико-экономических показателей процесса, но и получение золота и серебра на месте.

Основным недостатком является то, что пыли кристаллизатора и рукавного фильтра требуют специальной обработки, так как характеризуются высоким содержанием триоксида мышьяка (63 и 49 %).

В работе [79] осуществлена сравнительная оценка технологий переработки упорных углеродсодержащих золото-серебряно-мышьяковых флотационных концентратов по комбинированным схемам: окислительный обжиг - цианирование огарка [80]; автоклавное окисление - сорбционное цианирование автоклавных остатков [81]; бактериальное выщелачивание - сорбционное цианирование бактериальных остатков [82]. Извлечение золота по таким схемам составило 79,4; 89,3 и 82,8 %.

В работе [82] показано снижение сорбционных свойств углеродистым веществом, находящегося в бактериальных и автоклавных нерастворимых остатках, что было объяснено влиянием высоких кинетических свойств

углеродистого вещества как природного сорбента, находящегося в рассеянной тонкодисперсной форме в концентрате.

Из результатов этих многолетних исследований и промышленных испытаний по окислительному обжигу и хлоридовозгонке золотомышьяковых концентратов с получением огарков можно сделать вывод о том, что при цианировании извлекается до 90-95 % золота. При этом, значительное количество металла теряется с хвостами (4-6 г/т). Для углистых золотомышьяковых концентратов технология вскрытия окислительным двухстадиальным обжигом не показывает удовлетворительных показателей степени извлечения золота при цианировании (60-87,4 %). Образующийся при данном процессе белый мышьяк (триоксид) относится к трудноконденсируемым соединениям, для его улавливания и санитарной очистки газов необходимы специальные дорогостоящие установки. Также встает вопрос захоронения триоксида мышьяка. Из-за ограниченного использования белого мышьяка значительная часть концентратов должна быть захоронена в специальных бетонированных могильниках, сооружения которых иногда превышает расходы по основному переделу.

Наряду с выше перечисленными технологиями применяются пирометаллургические способы переработки сложных по составу золотомышьяковых концентратов с получением металлизированных штейнов, шпейз и т.д.

Для отправки золотосодержащего сырья на медные заводы обычно необходима их предварительная подготовка:

- удаление As из концентратов (обогащение или обжиг);
- удаление As при плавке концентратов на штейн.

Плавка золотомышьяковых концентратов с переводом благородных металлов в штейн и черновой металл обычно используется на медеплавильных заводах. При плавке медных концентратов с золотосодержащими концентратами золото переходит в медный штейн, а затем - в черновую медь. При электролитической очистке черновой меди золото уходит в анодный шлам, из которого затем получают сплав Доре. Флотационные золотомышьяковые концентраты в нашей республике перерабатываются на медеплавильных заводах.

Проблемой использования таких концентратов в качестве флюсов является повышенное содержание в них мышьяка. На медных предприятиях от 1 до 7 % As из концентратов переходит в черновую медь.

Увеличение материальных и эксплуатационных затрат на очистку от мышьяка электролитных растворов, сернистых газов, а также удаление мышьяка на других переделах настолько высоки, что может превысить получаемую прибыль от извлечения золота. Поэтому содержание мышьяка в упорных концентратах, перерабатываемых на медеплавильных заводах, допускается не более 2 %.

В работе [83] предложена плавка золотосодержащих сульфидных концентратов на штейн (более 1 кг/т Au) с конвертированием и переводом золота в черновую медь на медеплавильных заводах. При переработке упорного сырья

высокое извлечение благородных металлов в штейн в широком диапазоне колебаний его выхода и состава и определяется, свойствами шлака и условиями его отстаивания. Наименьшие потери золота (менее г/т) характерны для шлака следующего состава, мас. %: 48 SiO₂, 20 FeO и 22 CaO.

Недостатком этого метода являются существенные материальные и транспортные расходы на перевозку штейна на медеплавильные заводы.

Авторами [84] показаны результаты технологии высокотемпературной плавки (1600-1700 °С) концентратов в присутствии известняка с получением следующих продуктов плавки: железистый штейн, содержащий благородные металлы, отвальный высококремнистый шлак, грубая и тонкая пыль. Извлечение благородных металлов в штейн с учетом возврата грубой пыли в шихту составляет: золота - 97,8 и серебра - 80,2 %. Железистый штейн предлагается комплексно перерабатывать на медеплавильных заводах по стандартной схеме: конвертирование - огневое рафинирование - электролиз с получением анодного шлама, содержащего драгоценные металлы. Переработку шлама предполагается проводить традиционными методами.

К основным недостаткам данного способа можно отнести то, что высокое содержание сульфида железа в штейне увеличивает продолжительность процесса конвертирования и приводит в конечном итоге к снижению извлечения благородных металлов в черновую медь и ухудшению качества конечного продукта. Помимо этого, для транспортировки и переработки железистого штейна на медеплавильных заводах необходимы дополнительные мощности, материальные и эксплуатационные затраты.

Сравнительные исследования по вскрытию золота из упорных золотомышьяковых концентратов проведены в ЦНИГРИ в 1976-1979 гг. с применением нейтрального (диссоциирующего) обжига, электроплавки и схемы, состоящей из барабанного питателя, фьюмингпечи и электропечи.

Методом нейтрального обжига [85] в течение одного часа и при температуре 800-900 °С отгоняется до 98,5 % белого мышьяка. Золото и серебро полностью остаются в огарке, содержащих 0,2-0,3 % мышьяка, при его выходе 79-80 %. Огарок предполагается перерабатывать на медеплавильных заводах.

Извлечение при электроплавке смеси необожженного концентрата с известняком в штейн составляет: золота 98 % и серебра 95,4 %, содержание мышьяка в нем 0,2 %. Выход такого штейна составляет 30-31 %. Дальнейшую переработку можно осуществлять на медеплавильном заводе в качестве холодных добавок при процессе конвертирования медных штейнов. Недостатком процесса является выделение токсичного белого мышьяка.

При вскрытие упорных золотомышьяковых концентратов по схеме: грануляция концентрата с известняком в барабанном питателе, фьюмингование с переводом мышьяка в газовую фазу и электроплавка [86] обеспечивают извлечение 96,4 % золота и 93,3 % серебра в штейн с выходом 8,3 %. Переработка такого рода штейна на месте с целью извлечения благородных металлов требует разработки более рациональной схемы без отправки его на медеплавильный завод.

По проведенным испытаниям сквозное извлечение составило: золота - 96-97 % и серебра 92-93 %. Однако, данная технология по переработке упорных золотомышьяковых концентратов до сих пор не внедрена в производство.

Также нам известен способ извлечения благородных металлов из комплексных пиритных и арсенопиритных руд и концентратов, который предполагает плавку этих материалов совместно с флюсом и углем в интервале температур 1100-1200 °С в циклоне с дальнейшей обработкой пирротина расплавленным свинцом в холдинговой печи. При этом золото и серебро экстрагируются свинцом. Далее расплавленный свинец поступает в рафинировочный котел и на его поверхность загружается цинк для извлечения благородных металлов в серебристую пену, из которой их можно извлечь существующими методами [87].

Недостатком данной технологии является то, что при обработке штейна, обогащенного благородными металлами, расплавленным свинцом, попутно выделяются токсичные пары свинца, ухудшающие санитарно-гигиенические условия труда работающих. При переработке золотосурьмяных концентратов был накоплен большой опыт концентрирования золота в штейне и в металле – коллекторе.

Анализ литературных данных показал, в направлении изучения пирометаллургических способов переработки упорных золотомышьяковых концентратов накоплен определенный опыт, свидетельствующий о том, что технологии являются перспективным для концентратов с высоким содержанием в них субмикроскопического золота, тесно ассоциированного с сульфидными фазами. В работе [88] рассматриваются проблемы переработки упорных руд, автором предлагается технология переработки руд Бакырчикского месторождения с переводом мышьяка в сплав, 97,6 % золота переходит в черновой свинец, извлечение из которого предполагает дополнительные потери золота и требует значительных операционных затрат.

Наяду с совершенствованием пирометаллургических способов вскрытия упорного золотомышьякового сырья, включающих в себя окислительный обжиг и плавку на штейн в электропечах, циклонах, а также изыскание путей извлечения благородных металлов из огарков и штейнов были разработаны методы выделения малотоксичного сульфида мышьяка и золота из таких концентратов, процессами вакуумной металлургии, бактериального выщелачивания, окислительно-сульфидирующего обжига гранулированного концентрата в присутствии пирита с ограниченным доступом окислительной фазы.

Сотрудниками Института металлургии и обогащения АН КазССР были проведены исследования [89-97], которые показали, что мышьяк отгоняется на 95-98 % в газовую фазу и концентрируется в виде сульфида мышьяка, который относительно малотоксичен. Также установлено, что при 680 и 720 °С и давлении 1,33-2,6 кПа достигается высокая степень возгонки мышьяка в одну стадию для золотомышьяковых концентратов различного состава, независимо от его исходного содержания. Вакуумтермический метод деарсенизации является одним из эффективных процессов переработки упорного золотомышьякового

сырья, соблюдающего современные требования к охране окружающей среды и позволяющего довольно глубокое выведение из них мышьяка.

Однако для дальнейшего цианирования остатки после возгонки мышьяка необходимо обжигать для удаления углерода. При таком обжиге образуются оксидные пленки железа. Исследования по цианированию огарка не дали положительных результатов. Извлечение золота в раствор составило 68,8 %. Поэтому остатки вакуумтермической возгонки мышьяка было рекомендовано направлять на свинцовые или медеплавильные заводы для извлечения золота.

Проведенные экспериментальные исследования на возможность выделения мышьяка из концентратов состава, мас. %: 9,6 As; 16,3 S; 20,9 Fe; 0,13 Cu; 0,16 Zn; 0,44 CaO; 31,2 SiO₂ возгонкой из неподвижных и виброосиженных слоев на лабораторной вакуумной установке показали, что максимальной возгонки мышьяка из концентратов могут быть достигнуты при 600-650 °С, давлении 2,07-13,3 кПа на протяжении 15 минут при ускоренной вибрации 1-2 (частота - 24 Гц, размах 1 мм; частота - 50 Гц, размах 0,2-0,3 мм).

Химико-металлургическим институтом АН КазССР был разработан окислительно-сульфидизирующий обжиг золотомышьяковых концентратов [98-103]. Эта технология осуществляется путем грануляции концентрата, содержащего пирит в качестве сульфидизатора, в соотношении FeAsS : FeS₂ = 1 : 3-4, с измельченным коксиком, затем производится сушка гранул и подачи шихты в электрообогреваемую шахтную печь, в которой гранулы опускаясь проходят через зону нагрева в 750 °С, подвергаясь окислительно-сульфидизирующему обжигу за счет подачи ограниченного количества воздуха. При этом основная часть мышьяка (94-97 %) улавливается в конденсаторе при 500 °С в виде сульфида мышьяка, элементарного мышьяка и триоксида. Недостатком метода является внешний электрический обогрев, большой объем выделяемого газа и присутствие в возгонах триоксида мышьяка. Получаемый огарок также является упорным продуктом для цианирования из-за увеличенного содержания серы, его также необходимо отправлять на металлургический завод для извлечения золота, что подразумевает значительные материальные и эксплуатационные затраты.

В работе [104] автором проведены исследования по электрохимическому выщелачиванию золота с использованием газообразного хлора в виде окислителя, полученного электролизом раствора NaCl в мембранном электролизере. Золото, кобальт, медь, мышьяк, железо переходят в солянокислый раствор из концентрата, из которого электроэкстракцией получают продукт с содержанием 94 % As; 5 % Cu и 250-300 г/т Au. Но извлечение мышьяка из такого продукта в малотоксичной форме не изучено.

В золотодобывающей промышленности все шире используются бактериально-химические методы (США, Канаде, ЮАР). Суть метода заключается в бактериальном окислении сульфидов, при этом обеспечиваются условия для последующего цианирования благородных металлов. По данной методике перерабатываются трудноскрываемые руды из отвалов. Введение бактериального выщелачивания трудноскрываемых золотосодержащих руд увеличивает извлечение золота с 50-60 до 90 % [105-108]. Этой технологии также

уделено внимание и в Казахстане, проводятся исследования на сорбционные свойства синтезируемых ионитов [109, 110]. Однако существует ряд факторов сдерживающих внедрение бактериального выщелачивания упорных золотосодержащих руд, к ним можно отнести: ограничение жизнедеятельности микроорганизмов при повышенных и пониженных температурах, низкая производительность при сравнительно малых капитальных и эксплуатационных затратах, а также недостаточная изученность механизма, исключая контроль процесса.

На ГК «Алтын – Аймак» для переработки гравитационных и флотационных концентратов используется схема предварительного биоокисления с последующим сорбционным цианидным выщелачиванием золота и получением товарной продукции в виде катодного осадка или сплава Доре. Выполнен значительный объем научно-исследовательских и опытно-промышленных работ, которые выявили возможность осуществления перевода мышьяка в отвал в виде малотоксичного соединения мышьяка с железом, при извлечении золота из концентратов в катодный осадок в 70 %. Основной причиной такого низкого извлечения золота в цианидный раствор является наличие в концентрате 3-5,5 % активного углерода. Без удаления активного углерода добиться высокого извлечения золота при биовыщелачивании видимо невозможно, так как в практике зарубежных стран биоокисление флотационных концентратов осуществляется при содержании активного углерода не более 1,5 %.

1.3 Выводы по 1 главе и постановка задач исследований

Обзор проведенных исследований свидетельствует об отсутствии высокоэффективных технологий и аппаратуры для переработки больших объемов особо упорных руд золота. По этой причине доля производства золота из таких руд составляет лишь 8-10 %, тогда как запасы золота в упорных рудах мира в общем балансе составляет 40-50 %. Это положение особо характерно для Казахстана, где богатейшие золотом месторождения Восточно-Казахстанского региона, в частности углисто-мышьяковистые руды золота Бакырчикского месторождения сегодня в полном объеме не перерабатываются.

Основным выводом многих перечисленных выше работ было общее заключение о том, что большинство технологических процессов, эксплуатируемых даже на передовых предприятиях производства золота не решают полностью коренные проблемы эффективной переработки упорных руд золота. Даже современные технологии допускают большие потери золота, начиная от обогащения руд и до цианирования продуктов с хвостами этих переделов. Отсюда ясно, что для коренного решения данной проблемы золотодобычи необходимы принципиально новые подходы и технологии.

Существующие разработки и технологии испытаны и рекомендованы для переработки золотосодержащих концентратов, а не руд, когда в процессах обогащения руд золота уже были допущены значительные потери золота (20-30 %) с хвостами. В работах [9, 10], на основании детального анализа

работ самых передовых золотодобывающих предприятий ведущих стран мира, показана бесперспективность гравитационно-флотационных методов обогащения упорных углисто-мышьяковистых коренных руд золота, содержащих золото в основном в «невидимых» формах и в рудных углеродистых веществах.

В перечисленных выше работах по СПС-процессу основное внимание было уделено разработке и испытанию основных технологических параметров, подробно исследованы и отработаны основные технологические параметры процессов штейно- и шлакообразования, температурный режим и другие характеристики процесса прямой плавки упорных руд золота. При этом в качестве основного флюса использовался пиритный концентрат, который служил сульфидирующей и одновременно коллектирующей благородные металлы фазой.

Принципиальным отличием СПС-процесса является переработка золотосодержащих упорных руд совместно с медными сульфидными концентратами, являющимися в данном случае лишь коллектирующей золото и серебро фазой.

Таким образом, как процесс восстановительно-коллектирующей прямой плавки упорных руд золота в отдельных плавильных агрегатах совместно с сульфидными концентратами в целом, так и получаемые при этом продукты, в частности коллекторные и богатые золотом сульфидные расплавы, являются новыми и ранее не изученными системами.

2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КОРЕННЫХ УПОРНЫХ РУД ЗОЛОТА И СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

2.1 Сократительная пирометаллургическая селекция (СПС-процесс) упорных коренных руд золота

Исходя из приведенных выше положений о необходимости разработок принципиально новых подходов к решению проблем извлечения золота из особоупорных коренных руд золота, можно сформулировать следующие требования к так называемым «идеальным технологиям»:

- существенное сокращение объемов перерабатываемых руд в голове технологической схемы с полным удалением всего объема пустой породы;
- полная независимость технологии от всех видов упорности коренных руд золота, форм содержания этого металла и фазовых составов руд;
- полное удаление всех вредных легколетучих компонентов руд в газовую фазу (As, S, Hg и др.) с их нейтрализацией и полным улавливанием;
- полное удаление всего рудного углеродистого вещества (РУВ) с удалением его с газовой фазой;
- концентрация практически всего количества золота, серебра и других металлов в отдельном продукте, выход которого должен быть минимальным;
- необходимость металлургического агрегата с высокой удельной производительностью, компактным расположением агрегатов и совершенной системой улавливания и полной нейтрализацией мышьяка, серы и других вредных компонентов шихты.

Хотя на практике в промышленных условиях создание и эксплуатация такого «идеально-совершенного» процесса переработки упорного золотосодержащего сырья, полностью отвечающего всем перечисленным требованиям, по-видимому, невозможно, необходимо, чтобы новые технологии на основе принципиально новых подходов максимально приближались к таким условиям обеспечения высокоэффективного и практически полного извлечения золота и других металлов из упорного сырья.

Одним из таких перспективных и принципиально новых технологий эффективной переработки особо упорных золотосодержащих коренных руд является разрабатываемая нами сократительная пирометаллургическая селекция упорных руд золота (СПС-процесс).

Основное назначение и задачи данной технологической разработки – создание принципиально нового, высокоэффективного и не имеющего аналогов в мировой практике золотодобычи процесса прямой сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) упорных и двойной упорности углисто-мышьяковистых коренных руд золота, минуя многостадийные процессы их обогащения.

СПС-процесс разработан и испытан в лабораторных и заводских условиях применительно к прямой электроплавке труднообогатимых и особо упорных

коренных руд золота ряда месторождений Южного, Центрального и Восточного Казахстана. [2, 27].

Главные преимущества СПС-процесса заключаются в принципиальной и технологической возможности создания бесцианидных и безотходных производств золота и других металлов из трудноскрываемого сырья с повышением сквозного извлечения указанных металлов на 10-20% по сравнению с показателями действующих предприятий.

Кроме того, разрабатываемая технология обеспечивает существенное сокращение объемов, перерабатываемых исходных упорных руд золота в голове производственного цикла.

В основе СПС-процесса прямой пирометаллургической селекции упорных коренных руд золота с получением золотосодержащих штейнов лежат физико-химические процессы, связанные с термической диссоциацией сложных сульфидных минералов железа и цветных металлов, формированием штейновых и шлаковых расплавов и переходом всех летучих компонентов шихты в газовую фазу.

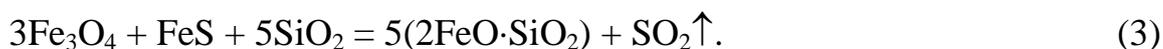
При этом, на основании ранее проведенных разработок и испытаний по электроплавке упорных концентратов золота на штейн в лаборатории, полупромышленном и промышленном масштабах [4, 5, 18, 25], была установлена целесообразность проведения плавки в восстановительно-сульфидирующих условиях, не допуская окисления перерабатываемой шихты.

Таким образом, в области высоких температур процесса и необходимого восстановительно-сульфидирующего потенциала газовой фазы в электропечи физико-химические взаимодействия в условиях СПС-процесса плавки упорных коренных руд золота протекают в следующей последовательности.

В первую очередь в восстановительных условиях протекают процессы термической диссоциации пирита и арсенопирита, содержащих ассоциированное в них золото в «невидимых» формах:



Основная часть FeS, как легкоплавкого компонента шихты, совместно с другими сульфидами цветных металлов образует сульфидную штейновую фазу, содержащую определенное количество металлического железа, полученного при восстановлении оксидов железа углеродом упорных руд. Часть сернистого железа может, взаимодействуя с оксидными соединениями, переходить в шлаковый расплав по реакции:



Одновременно с термической диссоциацией сложных сульфидов происходит также термическое превращение флюсовых материалов с участием углерода руды, в частности, кальцийсодержащих флюсов – известняка и гипса:



Процессы шлакообразования и роль составов шлаков в повышении извлечения золота из упорного сырья в условиях СПС-процесса. Далее, шлакообразующие оксиды золотомышьяковистых руд золота и флюсов участвуют в формировании шлакового расплава:



Образованные двойные составляющие шлаковой фазы ($2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ и $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$) совместно с оксидами алюминия и магния (Al_2O_3 , MgO) формируют шлаковый расплав СПС-процесса.

В целом, успешное проведение физико-химических и технологических процессов термических взаимодействий компонентов золотосодержащей шихты и особенно процессов формирования шлаковых расплавов в условиях СПС-процесса плавки упорных и двойной упорности руд золота во многом зависит от поведения нерудных минералов пустой породы или т.н. шлакообразующих оксидов, содержащихся в коренных рудах золота. При этом, с учетом высоких содержаний этих оксидов во многих упорных рудах золота (порядка 70-95%) (таблица 11), основным продуктом СПС-процесса являются шлаковые расплавы, выход которых от веса шихты находится в пределах 60-80%. Поэтому оптимальные составы шихты, состоящей из коренных упорных руд золота и флюсов, должны обеспечить оптимальные величины основных физических свойств шлаков – вязкости, электропроводности и температур плавления, что необходимо для получения низких потерь золота и других металлов со шлаками. Кроме этого, получение шлаков близких по составу к доменным (~45-50% SiO_2 и 25-30% CaO) может обеспечить их успешное использование в цементной промышленности и производстве строительных материалов.

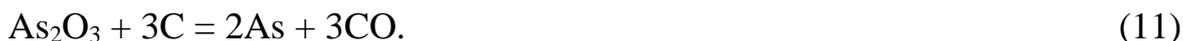
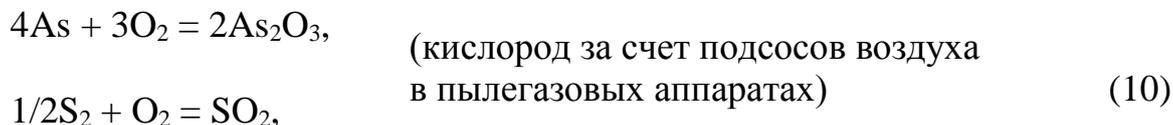
Таблица 11 – Содержание шлакообразующих оксидов нерудных минералов пустой породы в золотосодержащих коренных рудах и концентратах золота Казахстана

Наименование руд и концентратов	Содержание, %				
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	сумма шлакообразующих оксидов
Коренные руды золота месторождений					
Жолбарысты	69,46	7,25	0,42	0,38	77,51
Нижние Кумисты	71,30	8,10	3,00	0,79	83,19
Верхние Кумисты	61,50	16,30	1,10	0,98	79,88
Бакырчик 1	83,30	9,50	1,10	0,40	94,30
Бакырчик 2	68,20	11,50	0,95	4,03	84,68
Большевик	56,80	9,70	2,19	0,83	69,52
Маятас					
Гагаринское	54,40	10,30	2,43	2,60	69,73
Шокпар	55,30	11,10	3,25	4,20	73,85
Флотоконцентраты золота обогатительных фабрик					
Аксукая	37,00	8,00	2,50	0,70	48,30
Бестюбинская	39,00	11,00	3,20	3,10	56,30
Жолымбетская	37,00	10,00	4,10	2,60	53,60
Торт-Кудукская	54,00	6,00	0,90	-	60,90
Майкаинская	50,00	6,00	0,70	-	56,70
Акбакайская	57,00	8,10	1,40	1,20	67,70
Акжалская	45,00	15,00	0,60	-	60,60
Прибалхашская	61,00	11,00	1,60	-	73,60
Карасуская	22,00	8,50	3,00	-	33,50
Гравиоконцентраты золота обогатительных фабрик					
Майкаинская	32,00	1,60	1,50	-	35,10
Торт-Кудукская	48,00	5,00	0,70	-	53,70
Акжалская	28,00	10,00	0,50	0,40	38,90
Акбакайская	76,00	7,20	3,50	1,20	80,20

Оптимальными составами шлаков СПС-процесса на примере электроплавки золотосодержащих упорных коренных руд золота месторождений Жолымбет, Шован и Келиншектау горно-рудной компании ТОО «Терискей» при 1400-1500 °С признаны следующие, %: 47,5-48,9 SiO₂, 30,1-30,9 CaO, 4,8-7,5 Al₂O₃, 4,0-4,7 MgO и 2-5 FeO. Такие составы шлаков в системе CaO-SiO₂-Al₂O₃ при температуре 1500 °С соответствуют их физическим свойствам: степени основности (CaO/SiO₂) – 0,57-0,66; вязкости – 0,75-0,60 Па·с; электропроводности (при 1450 °С) – 1,5-0,2 1/(ом·м) и температурам плавления 1390-1370 °С.

Процессы полного перевода в газовую фазу мышьяка, серы и углерода. Следующей важной технологической операцией СПС-процесса является возгонка практически всего количества летучих компонентов и продуктов диссоциации сложных минералов, имеющих очень высокие величины давлений паров при 1400-1500 °С.

Так, с отходящими газами электропечи уносятся незначительная часть шихты (около 1%), а также металлический мышьяк, элементная сера и углерод, которые в газовой фазе взаимодействуют по следующим реакциям:



В целом, в вышеперечисленных физико-химических процессах при СПС-процессе плавки упорных руд золота могут принять участие также сульфидно-оксидные соединения других цветных металлов, в частности, меди, свинца, цинка, содержащихся в исходных коренных рудах золота и флюсах.

В условиях высоких температур СПС-процесса (1400-1500 °С) и с учетом вышеперечисленных основных физико-химических процессов можно твердо считать, что для данной технологии переработки упорных коренных руд золота не имеют значения формы содержания золота в исходных рудах, в том числе и различные виды «невидимого» субмикроскопического золота, ассоциированного с сульфидными минералами и рудными углеродсодержащими веществами. Здесь вступают в силу известные физико-химические закономерности взаимодействий в жидких фазах, распределения основных компонентов между жидкими оксидными и сульфидными расплавами и прекрасные коллектирующие свойства штейновых сульфидных расплавов по отношению к благородным металлам. Об этом же свидетельствует концентрация практически всего количества золота в штейновых металлизированных расплавах, являющихся хорошим коллектором благородных металлов.

Завершающим этапом физико-химических процессов в условиях СПС-технологии переработки упорных руд золота являются процессы разделения штейно-шлаковых расплавов, что во многом зависит от обоснованного выбора оптимального состава шлаков, имеющих низкую вязкость менее 10 пуаз и плотность порядка 2,52-2,12 г/см³ при температурах 1300-1380 °С. При этом, с учетом плотности получаемых железистых штейнов (4,44 г/см³ при 1300 °С), достигается хорошая разность плотностей шлаковых и штейнов (более 2,0 г/см³), что обеспечит необходимую степень разделения расплава на шлак и штейн [111].

В технологическом плане СПС-процесс прямой плавки упорных и двойной упорности коренных руд золота в электропечах при температурах 1400-1500 °С обеспечивает процесс полной термической селекции руд с эффективным и одновременным осуществлением следующих четырех металлургических операций:

- удаления всей пустой породы и части железа упорных руд золота в голове технологии путем их ошлакования флюсами в виде отвальных шлаков, бедных

по благородным и цветным металлам и направляемых на производство цемента и строительных материалов;

- перевода практически всего количества мышьяка, серы и других летучих компонентов руды (Zn, Pb, Hg и др.) в газовую фазу с их полным улавливанием и нейтрализацией;

- перевода практически всего количества рудного углеродного вещества (РУВ) особо упорных углисто-мышьяковистых руд золота в газовую фазу в виде CO, CO₂ в результате его сжигания и взаимодействия с шихтой с восстановлением оксидных компонентов руды;

- и, наконец, концентрации 95-98% золота, 85-90% серебра и других цветных металлов в металлизированном железистом штейновом расплаве, выход которого в среднем составит 10-15% от веса перерабатываемой руды.

При этом главным технологическим процессом сокращения объемов перерабатываемых упорных руд золота или шихт на их основе в голове технологического цикла на 60-80% является удаление всей пустой породы и части железа в виде шлаковых расплавов, пригодных для дальнейшего использования их в полном объеме. Даже в случае направления их в шлакоотвалы, эти оксидные расплавы являются самыми безвредными материалами, относящимися к т.н. «янтарным» классам отходов очень низкой степенью экологической опасности.

Особая необходимость такой пирометаллургической селекции для большинства упорных и двойной упорности коренных руд золота казахстанских месторождения связана с очень высокими суммарными содержаниями в них нерудных оксидов.

Как известно, в условиях классических технологий переработки упорных руд по схеме дробление – тонкое измельчение – гравитационно-флотационное обогащение – обжиг флотационных концентратов – цианирование огарков – электролиз растворов, упомянутые выше высокие содержания оксидов пустой породы, прежде всего кремнезема, создают следующие технологические сложности:

- при тонком измельчении упорных руд до крупности 0,074 мм основные трудности и высокие эксплуатационные расходы передела связаны с наличием трудноизмельчаемых составляющих руд в виде кремнезема и других оксидных минералов;

- при гравитационно-флотационном обогащении измельченных упорных руд более 70% перерабатываемой руды превращается в хвосты обогащения, являющиеся главным источником потерь золота и создающие известные трудности при создании и обслуживании хвостохранилищ;

- даже после обогащения во флотационных концентратах содержатся в среднем от 40 до 70% этих же нерудных оксидов пустой породы, которые при цианировании огарков вторично создают хвосты цианирования с довольно высокими потерями в них золота и других металлов.

При реализации СПС-процесса из технологического цикла исключаются все процессы измельчения и обогащения и соответственно все вышеперечисленное отрицательное влияние нерудных оксидов пустой породы

на технологию. При этом, главное, исключаются существенные потери золота с других металлов с хвостами.

Таким образом, СПС-процесс обеспечивает почти десятикратное сокращение объемов перерабатываемой упорной руды золота в голове технологической схемы, что существенно упростит и, главное, удешевит дальнейшие технологические операции извлечения металлов из коллекторного штейна. При этом такой золотосодержащий штейн можно направлять на процесс конвертирования медных штейнов с извлечением золота по существующей на медных заводах технологии. В принципе, извлечение золота из них может быть организовано в условиях процесса электроосаждения с извлечением всех компонентов без выделения каких-либо отходов и без использования каких-либо вредных реагентов, в частности растворов цианида натрия [11]. Поэтому СПС-процесс является высокопроизводительной, безотходной и бесцианидной технологией.

В условиях ранее выполненных исследований СПС-процесса при плавке золотосодержащих окисленных руд в качестве сульфидизатора для образования коллекторного для золота штейна в основном использовались пиритные концентраты. В отдельных исследованиях для этой цели использовалась смесь сульфидных и окисленных коренных руд золота [27-31].

Исходя из этого, а также учитывая повышенное сродство медьсодержащих материалов к золоту, данная серия экспериментов диссертационной работы проводилась с использованием в качестве штейнообразующего компонента сульфидных медных концентратов. При этом с учетом получения в условиях СПС-процесса, как правило, бедных по меди штейнов, наряду с извлечением благородных металлов, будет обеспечено более высокое извлечение меди в эти сульфидные расплавы по сравнению с такими показателями распределения меди при обычной плавке медных концентратов.

Для исследования перечисленных выше положений в качестве штейнообразующего компонента использовались три различных по составу медных концентрата: Жезказганской медной фабрики (ЖОФ), Каргалинской фабрики (КОФ) и медный концентрат Восточно-Казахстанского региона – Николаевской обогатительной фабрики.

В качестве золотосодержащей руды использовались пробы коренных богатых золотом Бакырчикских руд, отличающихся особоупорными характеристиками при обогащении и цианировании.

2.2 Методы исследования

Рентгенофазовый анализ, проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER) с α -Cu излучением.

Минералогический анализ пробы руды месторождения Бакырчик проводился под микроскопом МИН-8 при увеличении 320 \times , а также под микроскопом OLYMPUS при увеличении 200 \times в проходящем свете в иммерсионной среде и в полированных шлифах в отраженном свете под инвертированным микроскопом Leica.

Термический анализ пробы сульфидного медного концентрата был проведен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Перед нагревом печное пространство откачивалось (уровень достигаемого вакуума – 92%) и затем продувалось инертным газом в течение 5 минут. Нагрев проб осуществлялся со скоростью 10 °С/мин, в атмосфере высокоочищенного аргона. Объем поступающего газа выдерживался в пределах 60 мл/мин. Обработка результатов, полученных с помощью STA 449 F3 Jupiter, производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus. Предварительно концентрат отжигали для удаления части серы.

2.3 Изучение вещественного и фазового состава исходных материалов

Проведены исследования по определению химического и фазового составов следующих компонентов: богатая золотом коренная руда месторождения Бакырчик; в качестве штейнообразующих флюсов использовались сульфидные медные концентраты (николаевский концентрат, ЖОФ, КОФ); для ошлакования SiO₂ руды в качестве шлакообразующего флюса был использован оксид кальция квалификации «ч». Химический состав представлен в таблице 12.

Таблица 12 – Химический состав используемых компонентов

Наименование	Состав									
	г/т		%							
	Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Руда м. Бакырчик	12,0	1,1	–	9,5	7,9	2,05	1,48	51,6	2,2	11,2
Николаевский к-т	2,0	103,50	17,5	27,5	35,17	–	–	3,6	1,54	0,91
Конц-т ЖОФ	-	491,00	34,0	6,7	19,40	0,13	–	18,3	3,70	1,42
Конц-т КОФ	1,9	71,45	9,2	12,6	33,00	0,27	–	13,7	4,50	1,06
Кальцийсодержащий флюс	–	–	–	–	–	–	–	–	–	97,5

Пробы богатой золотом руды месторождения Бакырчик показал наличие следующих фаз: кварца SiO₂, доломита CaMg(CO₃)₂, арсенопирита AsFeS, пирита FeS₂, мусковита KAl₂(Al,Si)₄O₁₀(OH,F)₂, альбита Na(AlSi₃O₈). Николаевский концентрат, по данным рентгенофазовых исследований, состоит из халькопирита CuFeS₂, пирита FeS₂, ортоклаза K(AlSi₃O₈), оксида кремния SiO₂ и галенита PbS.

Результаты рентгенофлюоресцентного анализа пробы руды и Николаевского концентрата представлены в таблицах 13, 14.

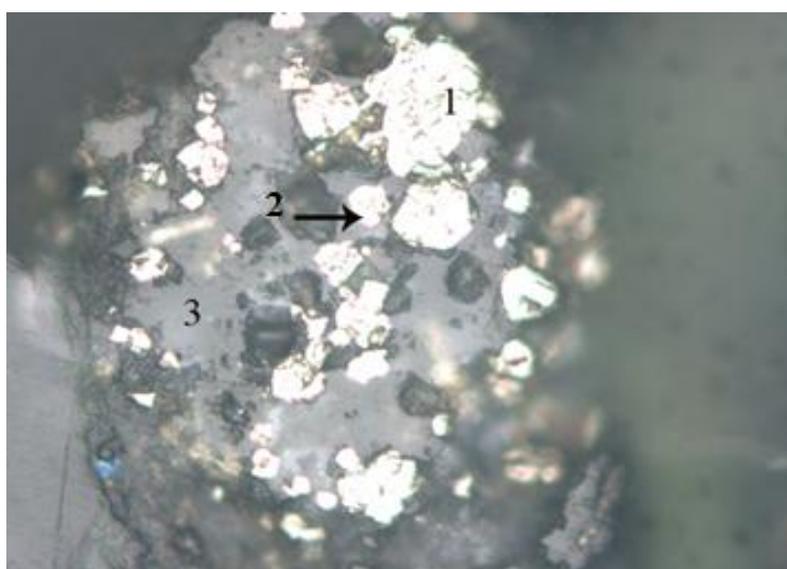
Таблица 13 – РФА пробы руды месторождения Бакырчик

Элемент	Соединение	Концентрация, %	Элемент	Соединение	Концентрация, %
Na	Na ₂ O	1,177	Ti	Ti	0,312
Mg	MgO	1,306	Cr	Cr	0,014
Al	Al ₂ O ₃	17,345	Mn	Mn	0,077
Si	SiO ₂	55,310	Fe	Fe ₂ O ₃	7,027
P	P ₂ O ₅	0,214	Zn	Zn	0,004
S	SO ₃	5,875	As	As	1,107
Cl	Cl	0,011	Sr	Sr	0,021
K	K ₂ O	2,330	Zr	Zr	0,014
Ca	CaO	2,225			

Таблица 14 – РФА пробы сульфидного медного концентрата

Элемент	Соединение	Концентрация, %	Элемент	Соединение	Концентрация, %
Mg	MgO	1,709	Fe	Fe ₂ O ₃	24,801
Al	Al ₂ O ₃	2,610	Cu	CuO	16,365
Si	SiO ₂	6,062	Zn	ZnO	2,051
P	P ₂ O ₅	0,019	As	As ₂ O ₃	0,051
S	SO ₃	38,361	Se	SeO ₂	0,012
K	K ₂ O	0,190	Mo	MoO ₃	0,034
Ca	CaO	0,889	Pb	PbO	1,069
Ti	TiO ₂	0,062	Bi	Bi ₂ O ₃	0,041
Mn	MnO	0,026			

Под инвертированным микроскопом произведены микрофотографии в отраженном свете изготовлены при увеличении 300× Leica (рисунок 2).



1 – пирит; 2 – арсенопирит; 3 – кварц.

Рисунок 2 – Микрофотография пробы руды месторождения Бакырчик

Основная составляющая пробы – кварц SiO_2 – бесцветный, анизотропный, излом раковистый. Оптически одноосный положительный $O(+)$ с показателем преломления $N \sim 1,540$. Микроклин KAlSi_3O_8 небольшое количество – бесцветный, анизотропный. Оптически двуосный положительный $2V(+)$ с показателем преломления $N \sim 1,530$. Кальцит CaCO_3 – небольшое количество. Предположительно TiO_2 мелкие зерна анизотропные с высоким двупреломлением. Пирит FeS_2 – в полированном шлифе в отраженном свете зерна кубической сингонии желтовато-белого цвета с высоким рельефом. Предположительно арсенопирит FeAsS – в полированном шлифе в отраженном свете встречаются зерна белого цвета, форма зерен удлиненная с острыми углами (сингония арсенопирита моноклинная).

Слабый эндотермический эффект на кривой дДТА с экстремумом при 316°C отражает полиморфное превращение FeS (рисунок 3).

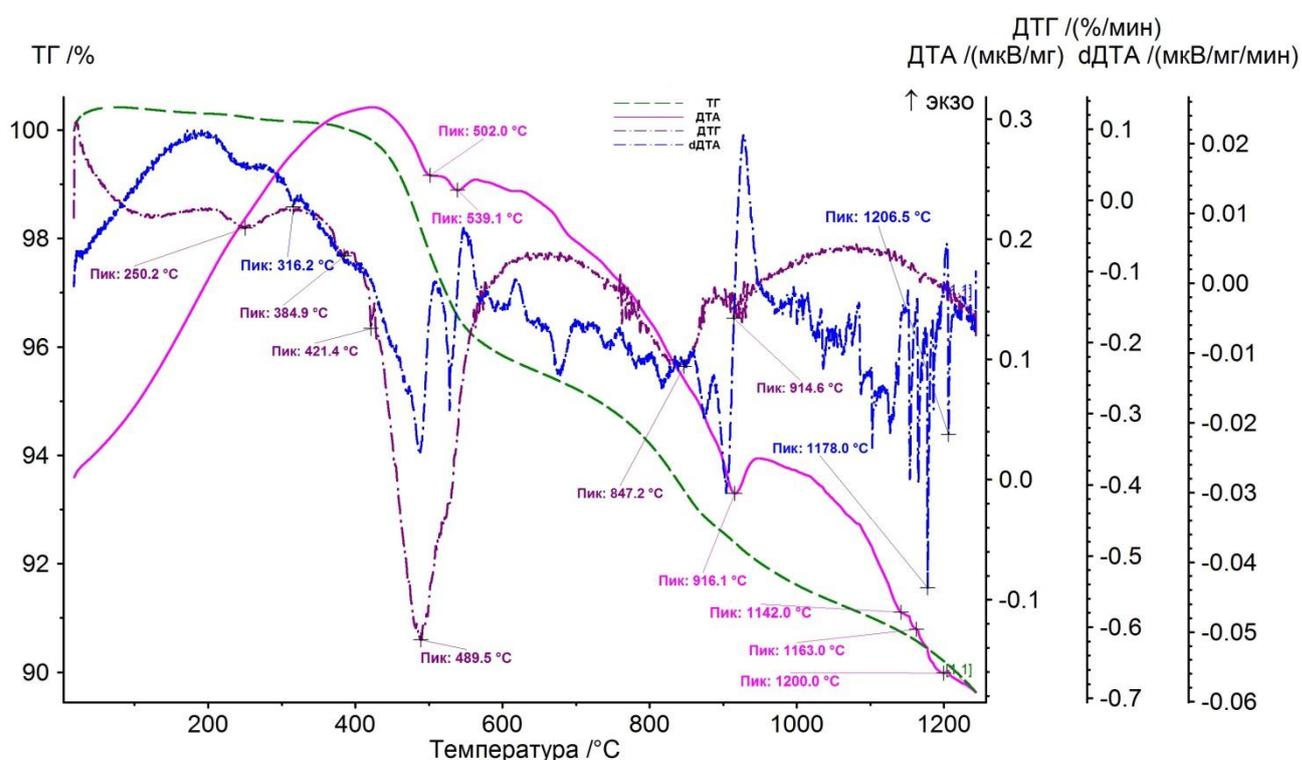


Рисунок 3 – Термограмма пробы сульфидного медного концентрата, полученного из руды месторождения Николаевское

На кривой ДТА в области температур $350-950^\circ\text{C}$ проявились эндотермические эффекты, сопровождаемые снижением массы навески и, соответствующими минимумами на кривой ДТГ. Исключением является минимум при 847°C , которому на кривой ДТА не нашлось отражения. Эти эффекты можно связать с дегидратацией гидроксидов железа, разложением сульфидов меди, железа, цинка и свинца, возможна дегидратация примесей глинистых минералов и не исключается разложение некоторого количества сульфатов меди и цинка (847°C , 915°C , кривая ДТГ). Возможны реакции между отдельными компонентами пробы. Нельзя не предположить, что

эндотермический эффект на кривой ДТА с экстремумом при 916 °С может еще отражать и плавление, например эвтектической смеси FeS и FeO или эвтектики системы FeS – FeO – ZnS. Эндотермические эффекты с экстремумами при 1142, 1163, 1200 °С отражают поэтапность плавления.

Рентгенофазовым анализом концентратов ЖОФ и КОФ установлено наличие следующих фаз: борнит Cu_5FeS_4 , ортоклаз $K(AlSi_3O_8)$, халькозин Cu_2S , халькопирит $CuFeS_2$, джирит Cu_8S_5 , кварц SiO_2 , шамозит $(Mg_{5,036}Fe_{4,964})Al_{2,724}(Si_{5,7}Al_{2,3}O_{20})(OH)_{16}$, пирит FeS_2 , галенит PbS , то есть содержат достаточное количество сульфидных фаз для использования их в качестве штейнообразующего флюса. Дифрактограммы проб этих концентратов представлены на рисунках 4, 5.

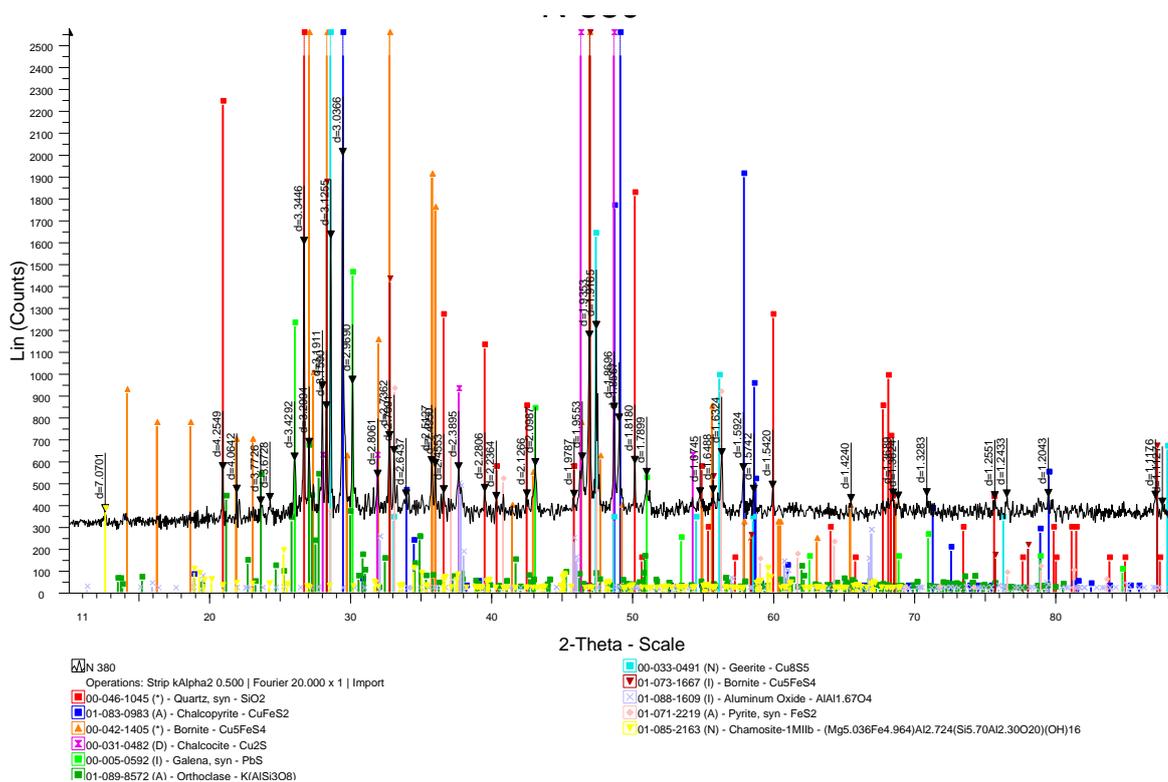


Рисунок 4 – Дифрактограмма пробы концентрата ЖОФ

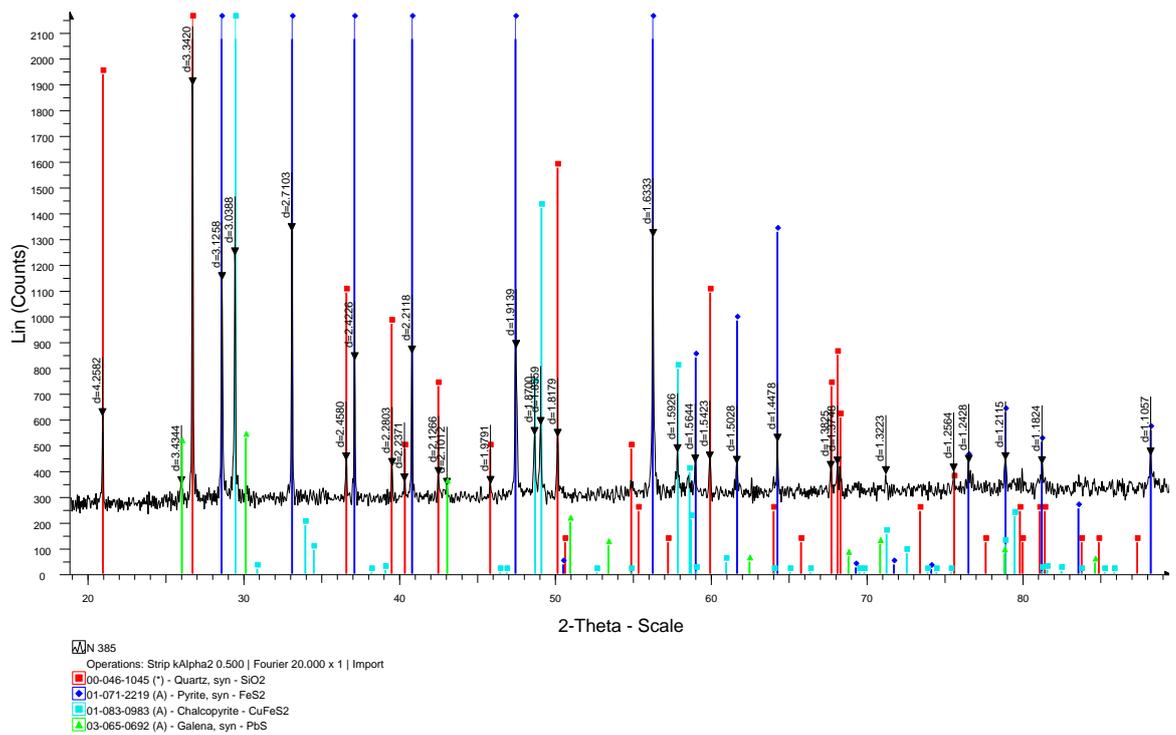


Рисунок 5 – Дифрактограмма пробы концентрата КОФ

Для уточнения температуры плавки был проведен термический анализ пробы концентрата ЖОФ. На кривой ДТА термические эффекты проявились не ярко (рисунок 6). Минимумы на кривой ДТГ при 459, 566, 799 °С отражают разложение сульфидов железа, меди, цинка и свинца.

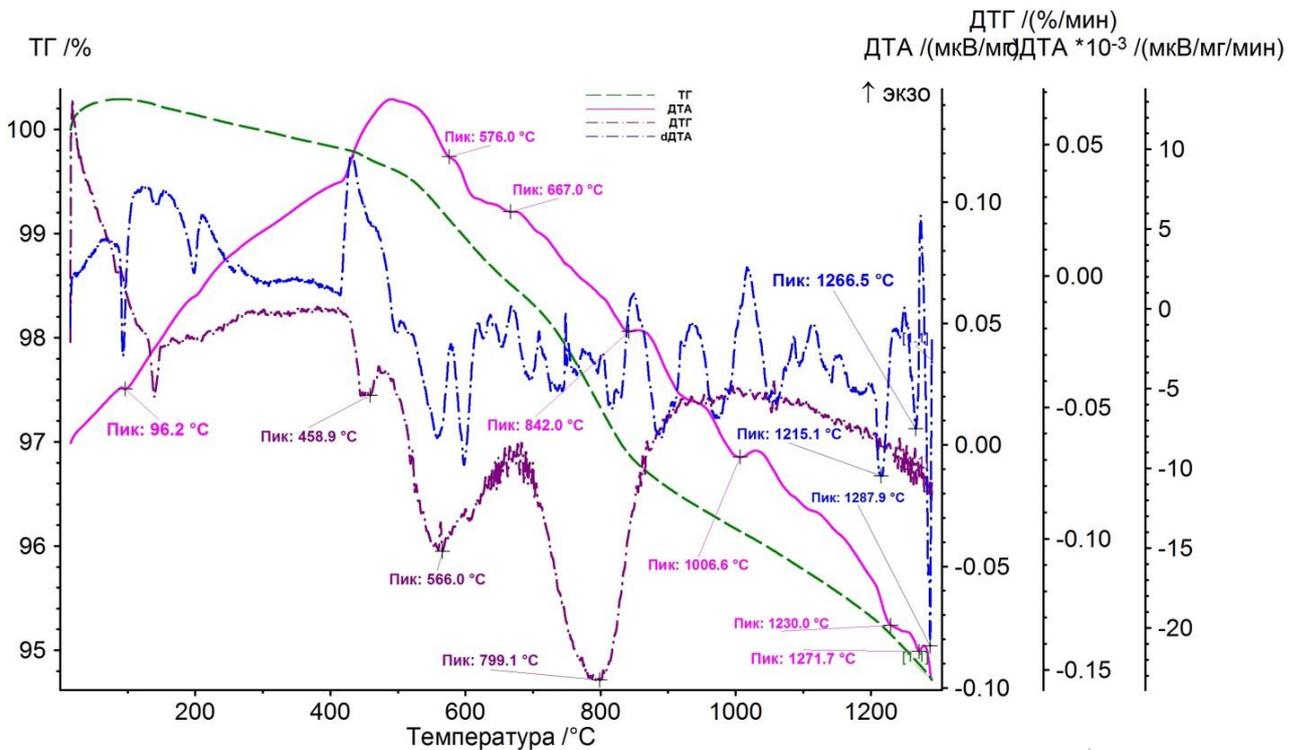


Рисунок 6 – Термограмма пробы концентрата ЖОФ

В области температур 500-850 °С возможна дегидратация примесей глинистых минералов и не исключается разложение некоторого количества сульфатов меди (800 °С), возможны реакции между отдельными компонентами пробы. Эндотермический эффект с экстремумом при 1007 °С на кривой ДТА, возможно, отражает первый этап плавления. Слабо развитый эндотермический эффект с экстремумом при 1230 °С – второй этап. Эндотермический эффект с максимальным развитием при 1272 °С – заключительный этап плавления. Таким образом, выбранная оптимальная температура 1450 °С достаточна для расплавления всего объема материала.

2.4 Опытные плавки Бакырчикских коренных руд золота с добавкой сульфидных медных концентратов

Для изучения влияния состава штейнообразующих сульфидных медных концентратов на распределение золота по продуктам плавки при оптимальном составе шлака и температурном режиме с помощью компьютерной программы «Штабель» были рассчитаны составы шихт. При расчете шихт учитывался оптимальный состав шлака, определенный в ходе исследований 2015 г.: 0,12-0,18 г/т Au, 0,26-0,48 г/т Ag, 0,07 % Cu, 1,3-2,6 % Fe, 51-55 % SiO₂, 12,97-13,4 % Al₂O₃, 14,22-18,16 % CaO [112]. Эксперименты проводились на модернизированной индукционной плавильной установке УИП-16-10-0,005 (рисунок 7) с навеской шихты 1000 г, при температуре 1450 °С, выдержке при этой температуре 30 мин.



Рисунок 7 – Индукционная плавильная установка УИП-16-10-0,005

Результаты опытных плавки богатой золотом Бакырчикской руды с различными медными концентратами приведены в таблицах 15-17.

Таблица 15 – Составы шихт, вес и выходы продуктов плавки

№ опыта	Состав шихты	Вес шихты		Вес и выходы продуктов плавки от веса шихты					
		г	%	штейн		шлак		возгоны	
				г	%	г	%	г	%
1	Руда	770	77	207,0	20,7	649,0	64,9	144,0	14,4
	Конц-т николаевск.	80	8						
	СаО	150	15						
	Всего	1000	100						
2	Руда	770	77	202,0	20,2	645,0	64,5	153,0	15,3
	Конц-т ЖОФ	80	8						
	СаО	150	15						
	Всего	1000	100						
3	Руда	770	77	180,0	18,0	655,0	65,5	165,0	16,5
	Конц-т КОФ	80	8						
	СаО	150	15						
	Всего	1000	100						

Таблица 16 – Химические составы полученных шлаков и штейнов

№ опыта	Продукт	Состав										
		г/г		%								
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	прочие
1	Шлак	0,30	0,34	<0,10	1,11	–	–	56,3	12,77	19,77	1,58	8,37
	Штейн	44,47	43,02	6,45	48,85	32,87	0,33	–	–	–	–	11,49
2	Шлак	0,22	1,54	<0,10	1,11	–	–	55,7	12,64	20,32	1,77	8,36
	Штейн	45,04	193,7	13,15	45,15	32,77	0,32	–	–	–	–	8,59
3	Шлак	0,28	1,74	<0,10	1,11	–	–	53,1	12,12	20,04	0,79	12,74
	Штейн	51,16	30,13	3,73	51,07	33,70	0,32	–	–	–	–	11,17

Таблица 17 – Распределение золота, серебра и меди по продуктам плавки

№ опыта	Распределение, %					
	Au		Ag		Cu	
	штейн	шлак	штейн	шлак	штейн	шлак
1	97,9	2,1	97,6	2,4	95,4	4,6
2	98,5	1,5	97,5	2,5	97,6	2,4
3	98,1	1,9	82,6	17,4	91,1	8,9

Из полученных экспериментальных данных при плавке Бакырчикской золотосодержащей руды видно, что основные технологические данные – выходы, химические составы продуктов плавки, а также распределение золота, серебра и меди по продуктам в основном идентичны. Исключение составляют содержания меди и серебра в коллекторных штейнах, полученных в случае использования богатых по меди концентратов Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ). Если при плавках с использованием Николаевских и КОФ концентратов содержание меди в золотосодержащих штейнах находится в пределах

3,43-5,45 %, то в штейне, полученного в случае добавки ЖОФ содержание меди достигает 13,15 %, а серебра – 193,7 г/т.

Однако такие изменения содержания меди и серебра в штейнах не сказались на их содержаниях в шлаках, и они находились в пределах: меди – 0,1 %; золота – 0,28-0,30%.

В описанных исследованиях, фазовые составы и термические свойства шлаков были изучены физическими методами анализа.

Для проб шлаков опытов №№1-3 проведены рентгенофазовые и термические исследования. Рентгенофазовым анализом установлено, что шлаки находятся в аморфном состоянии.

При термических исследованиях шлаков этой серии экспериментов обнаружены проявления кристаллизации стекла, плавления $K_2O \cdot 4SiO_2$, полиморфного превращения элементного железа, плавления KO_2 и $NaAlO_2$. Полное расплавление всех шлаков происходит в диапазоне 1200-1300 °С. Термограмма пробы шлака опыта №1 представлена на рисунке 8.

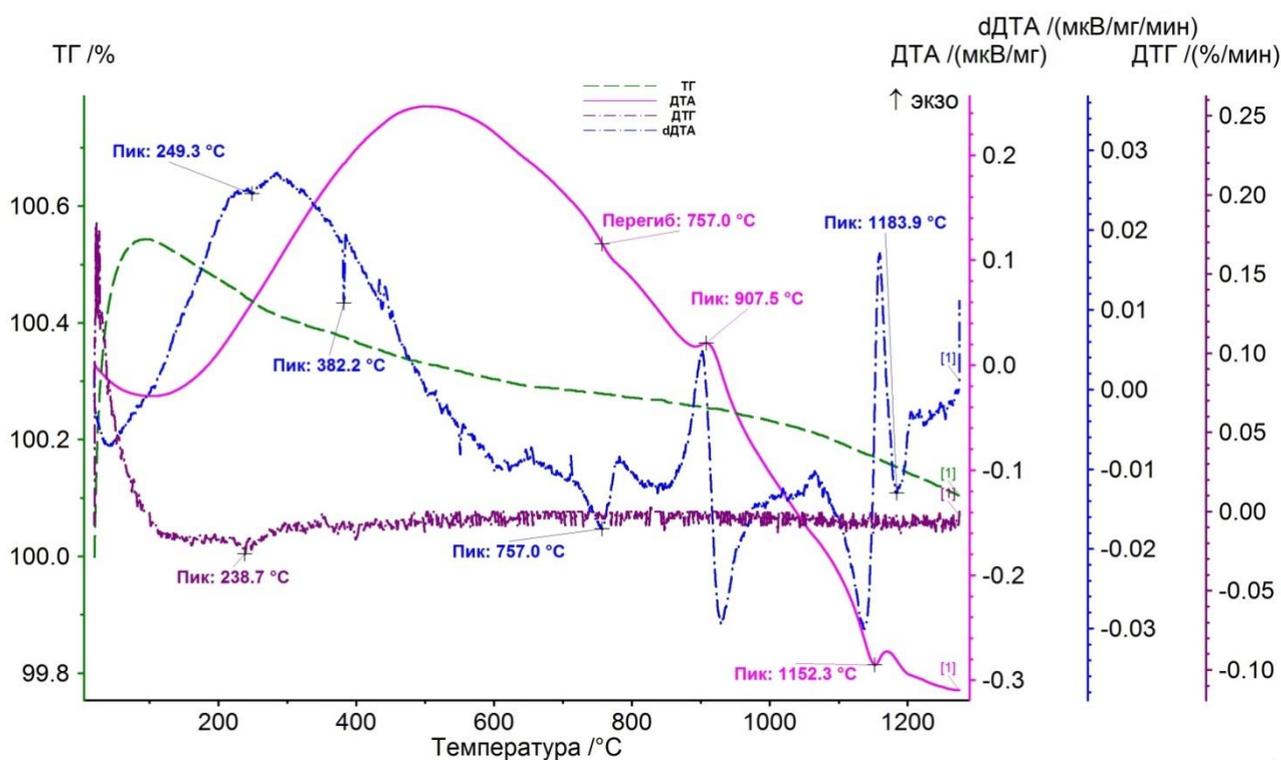
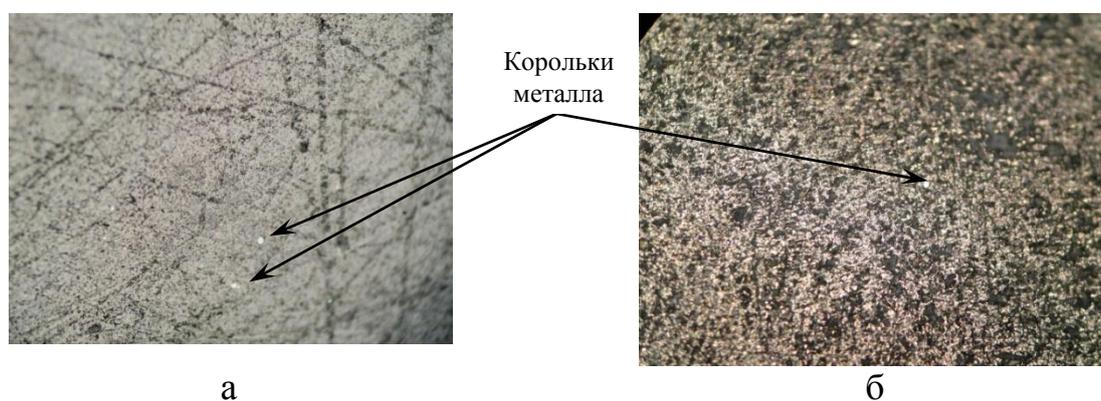


Рисунок 8 – Термограмма пробы шлака опыта №1

Проведенными исследованиями установлено, что выбранная температура плавки 1450 °С является оптимальной, обеспечивает расплавление всего объема материала и полное разделение продуктов плавки. Необходимо отметить получение устойчивых составов шлаковых расплавов, содержащих, мас. %: 53,1-56,3 SiO_2 , 19,77-20,32 CaO , 12,12-12,77 Al_2O_3 , 0,79-1,77 MgO . Хотя шлаки, содержащие 56 % SiO_2 и 12 % Al_2O_3 , будут несколько вязкими, они способны в условиях процесса электроплавки обеспечить хорошее разделение расплава на штейн и шлак с низким содержанием благородных металлов и меди в шлаках [113].

Таким образом, полученные закономерности изучения влияния состава штейна на распределение золота по продуктам плавки при оптимальном составе шлака и температурном режиме свидетельствуют о том, что состав штейна не имеет существенного влияния на извлечение и распределение золота по продуктам плавки.

По данным петрографического анализа проба шлака представлена нераскристаллизованным стеклом и мелкими корольками металла (рисунок 9 а). Цвет шлака черный, блеск зеркальный, структура плотная, массивная, мелкопористая. Штейн состоит из плотной связки сульфидов меди и железа (CuS, FeS) с алюмосиликатами, силикатами кальция (рисунок 9 б). В отдельных пробах штейна встречается металлическое железо (редко в виде корольков), а также в виде ферритов кальция и фаялита.



а – шлак; б – штейн.

Рисунок 9 – Микроструктура шлака и штейна пробы опыта №1, $\times 100$

Таким образом на основании результатов опытных плавки можно считать, что плавки коренных руд золота сульфидных медных концентратов в качестве штейнообразующего флюса может обеспечить хорошую концентрацию в них благородных металлов при низких содержаниях меди в шлаках.

2.5 Выводы по 2 главе

С целью выбора оптимальных штейнообразующих сульфидных флюсов при опытных плавках коренных руд золота Бакырчикского месторождения проведено изучение технологических параметров совместной их плавки. При этом лабораторные плавки такой шихты проводились в условиях ранее определенных оптимальных условиях: при температуре $1450\text{ }^{\circ}\text{C}$ и с добавкой 15 % оксида кальция.

В качестве сульфидных флюсов испытаны широко доступные в условиях медных производств Казахстана медные концентраты обогатительных фабрик Республики: Жезказганской (ЖОФ), Каргалинской (КОФ) и Николаевской фабрики.

В ходе лабораторных исследований плавки богатых золотом проб бакуырчикских руд получены следующие основные технологические показатели:

- содержание металлов в коллекторных штейнах: Cu – 6,45-13,15 %; Au – 44,47-51,16 г/т; Ag – 30,13-193,70 г/т;

- содержания металлов в шлаках: Cu – <0,10 %; Au – 0,28-0,30 г/т; Ag – 0,34-1,74 г/т;

- извлечение металлов в штейны: Cu – 91,1-97,60 %; Au 97,9-98,5 % и Ag – 82,6-97,60 %.

На основании полученных результатов опытных плавки исследуемой руды золота сделан вывод о том, что сульфидные медные концентраты являются наиболее оптимальными сульфидными флюсами, обеспечивающими высокие степени концентрации благородных металлов и меди в коллекторных штейнах.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ОБЖИГА СУЛЬФИДНЫХ КОЛЛЕКТИРУЮЩИХ ЗОЛОТО СИСТЕМ С УДАЛЕНИЕМ СЕРЫ, МЫШЬЯКА И УГЛЕРОДА

В разделе обоснования данной диссертационной работы были перечислены различные технологии извлечения золота и других металлов из коллекторных сульфидных штейнов. Показано также преимущество направления таких штейнов на медеплавильные заводы. Однако, при отсутствии такой возможности необходима разработка технологий извлечения из золотосодержащих штейнов другими методами. Одним из таких способов является обжиг сульфидных коллекторных штейнов и передача полученных огарков на цианирование. Такой метод был испытан в промышленном масштабе [5].

Однако в данной работе процессу обжига подвергался коллекторный золотосодержащий штейн, полученный при электроплавке концентратов золота и отличающийся по химическому составу от таких штейнов СПС-процесса плавки коренных руд золота. В литературе отсутствуют работы, посвященные, обжигу таких штейнов. Исходя из этого в данном разделе диссертации представлены результаты данных исследований по процессу обжига штейнов СПС-процесса.

3.1 Методы исследования

Термический анализ предоставленных проб исходных материалов был проведен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Нагрев осуществлялся до температур 980-1350 °С со скоростью 15 °С/мин, в атмосфере высокоочищенного аргона. Охлаждение проводилось до 300 °С со скоростью 20 °С/мин. Общий объем поступающего газа выдерживался в пределах 100 мл/мин. Обработка результатов, полученных с помощью STA 449 F3 Jupiter, производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus.

Рентгенофазовый анализ, проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER) с α -Cu излучением.

Состав всех проб и составляющих их природных и искусственных образований изучался на электронно-зондовом микроанализаторе марки JEOL JXA 8230 Electron Probe Microanalyzer. Электронно-зондовые исследования проводились в следующих режимах: COMPO – изображение минералов в обратно-рассеянных электронах; SEI - изображение минералов во вторичных электронах; EDS – энергодисперсионная спектроскопия, картирования по элементам; WDS – волнодисперсионная спектроскопия с более четким и более чувствительным изображением по сравнению с EDS.

3.2 Подготовка и анализ исходных сульфидных коллектирующих золото систем

Для дальнейшего выполнения работы на первом этапе была необходима подготовка исходных золотосодержащих штейнов с выполнением в ряде случаев их дополнительного химического анализа с уточнением условий получения этих сульфидных коллекторов золота. При этом было принято целесообразным считать использование коллекторных для золота и других металлов штейнов с разными содержаниями золота и серебра, полученных при СПС-процессе плавки конкретных упорных руд и концентратов золота в лабораторных условиях.

В таблице 18 указаны составы и массы штейнов, полученных при лабораторных плавках СПС-процесса золото-мышьяк-углеродистых коренных руд золота месторождения Бакырчик совместно с медным сульфидным концентратом [112].

Таблица 18 – Химические составы исходных коллекторных для золота и других металлов штейнов бакырчикских золотосодержащих руд

№ проб	Химический состав, %							Вес проб штейнов, г
	Fe	S	Cu	As	C	Au, г/т	Ag, г/т	
93	48,84	32,87	6,33	0,33	2,05	49,60	55,8	145,0
94	45,15	32,77	12,90	0,32	2,10	48,80	184,9	145,0
95	51,07	33,70	4,14	0,32	1,90	57,20	43,0	108,0
82	45,90	32,50	7,40	0,54	2,00	60,50	5,1	81,0
84	48,90	33,10	7,50	0,54	2,10	59,70	5,4	140,0
86	45,90	32,20	8,50	0,48	2,30	52,20	5,6	132,0

Подготовленные для исследований пробы золотосодержащих коллекторных штейнов неоднократно были изучены физическими методами анализа. Так, ниже показаны результаты минералогического анализа проб коллекторных штейнов, полученных при СПС опытных плавках богатой золотом упорных коренных руд месторождения Бакырчик, химические составы которых приведены в таблице 18 (пробы №№ 82-95) [114].

Из рисунка 10 видно, что на микрофотографии штейнов исследованные пробы в основном представлены зернами пирротина (троилита) с включениями металлического железа. Пирротин представлен в виде обломков зерен размером от тысячных долей до 0,15 мм в поперечном сечении. На микрошлифах также обнаружен минерал, образованный как результат термической обработки проб по пириту и арсенопириту, обладает свойствами, присущими природному. Он розовато-коричневый, имеющий высокую отражательную способность (~40 %) и слабое двуотражение, сильно анизотропен с едва заметным цветным эффектом. Вскипает от воздействия HNO_3 .

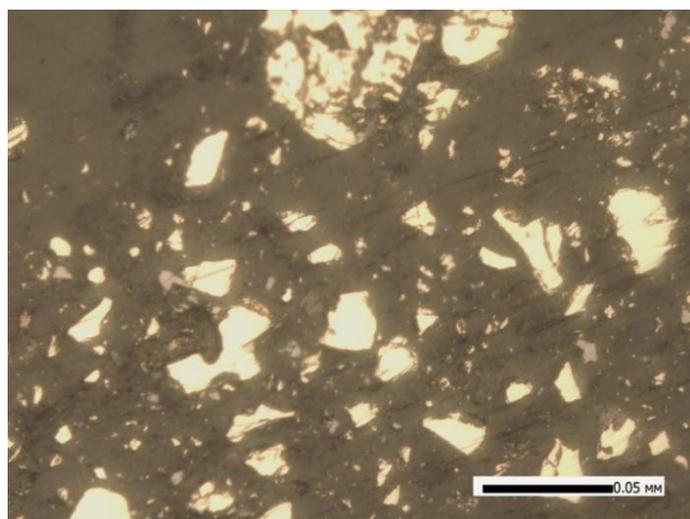


Рисунок 10 – Микрофотография пробы штейна балансовой плавки богатой золотом бакирчикской руды

В штейне также присутствует в виде примеси минеральные фазы стекла с микровключениями глобуль сульфидов. Отмечается также нерудные образования, серые, трещиноватые с очень низкой отражательной способностью, форма зерен округлая или несколько искаженная, размер до 0,7-0,1 мм. В них наблюдаются яркие белесые внутренние эффекты. В пробе он составляет до 3-5 %.

На рисунках 11-16 представлены результаты рентгенофазового анализа проб штейнов №№82-95 (таблица 18)

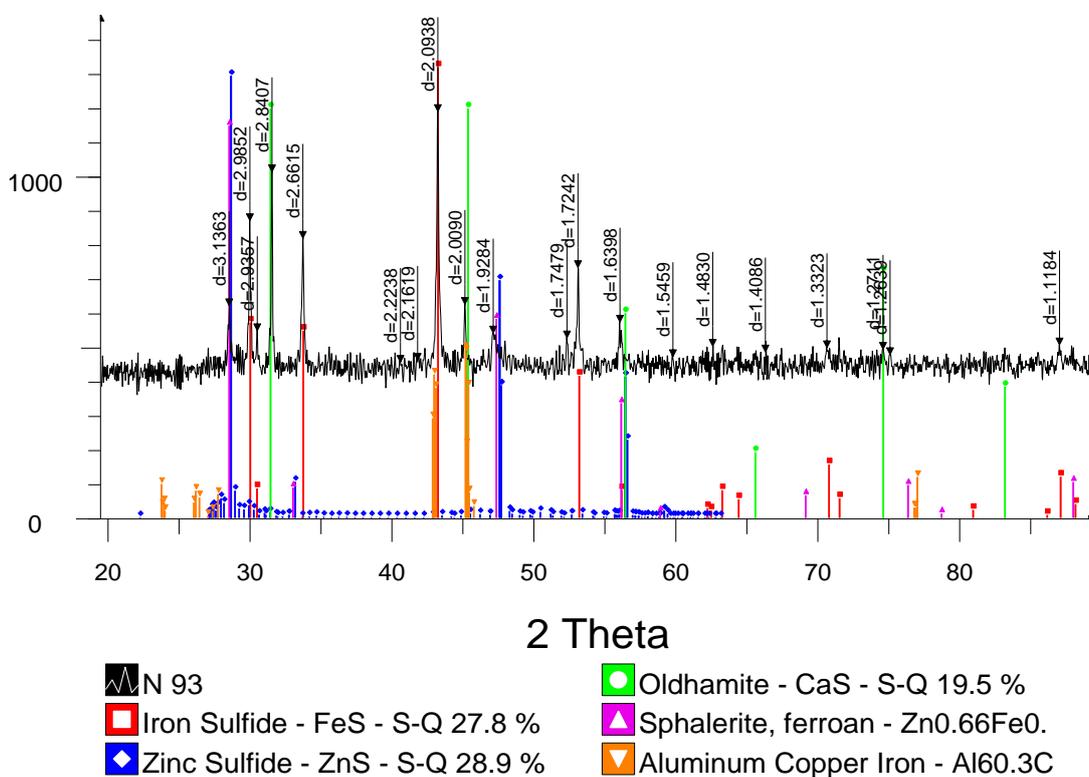


Рисунок 11 – Рентгенограмма пробы штейна №93

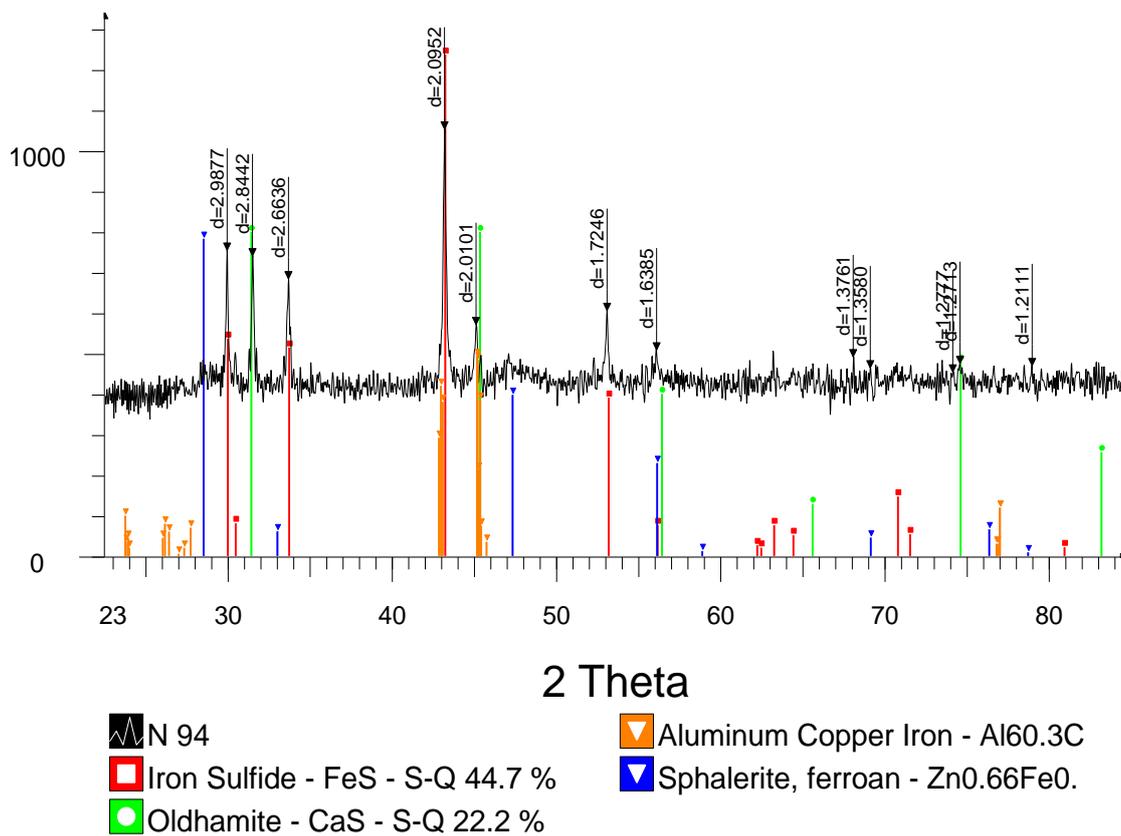


Рисунок 12 – Рентгенограмма пробы штейна №94

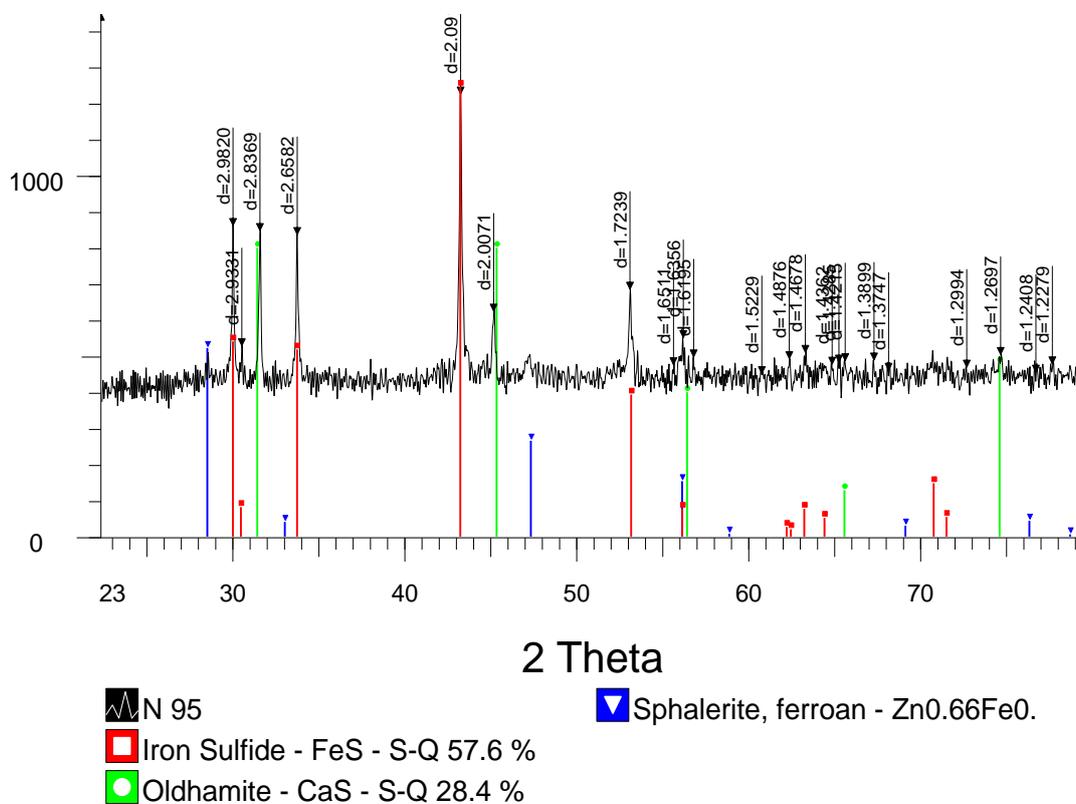


Рисунок 13 – Рентгенограмма пробы штейна №95

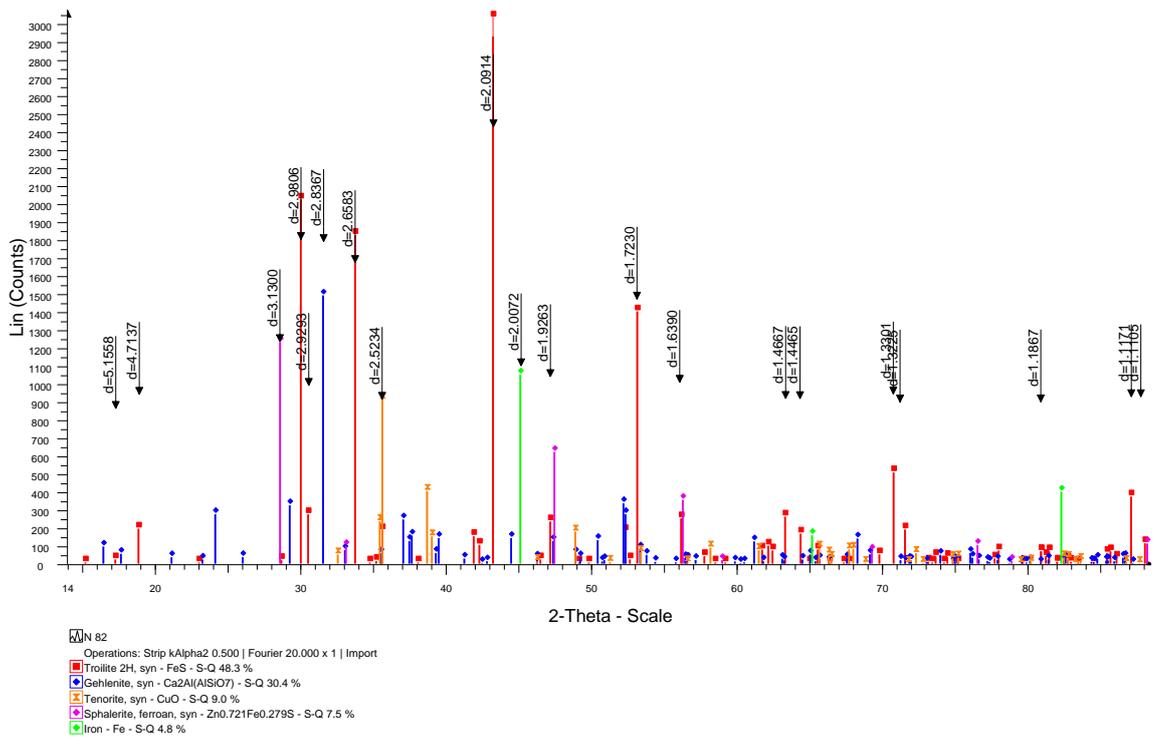


Рисунок 14 – Рентгенограмма пробы штейна №82

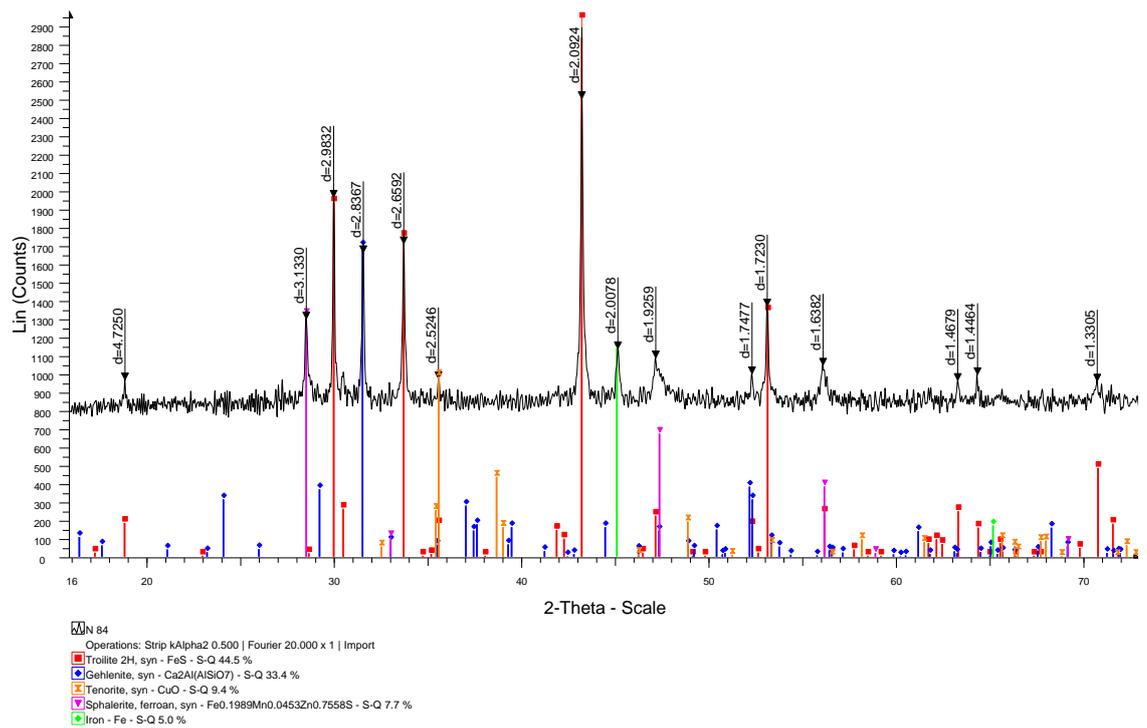


Рисунок 15 – Рентгенограмма пробы штейна №84

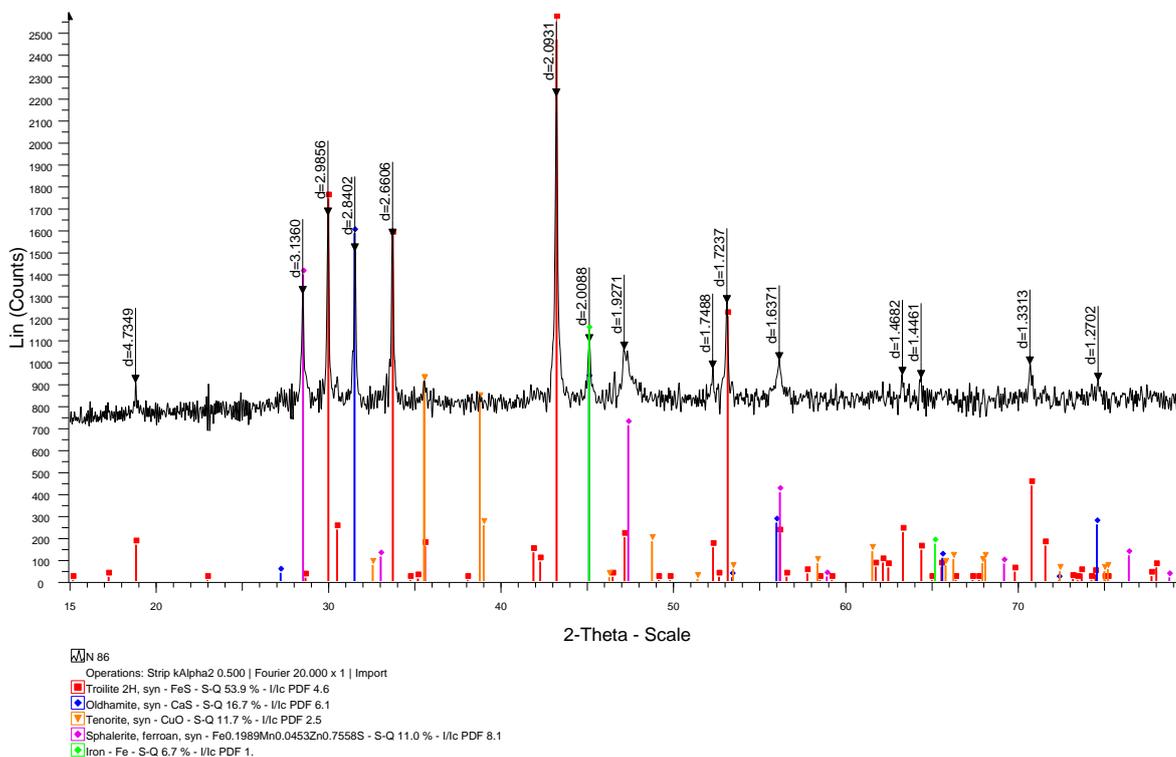


Рисунок 16 – Рентгенограмма пробы штейна №86

Рентгенофазовым анализом установлено, что штейны состоят в основном из сульфидов железа и кальция. Основной составляющей проб является троилит FeS. Также в пробах обнаружены ольдгамит CaS, геленит $Ca_2Al(AlSiO_7)$, тенорит CuO, сфалерит $Zn_{0,721}Fe_{0,279}S$ и железо.

Исследование термических процессов в исходных штейнах проводилось при их нагреве в атмосфере аргона при непрерывном подъеме температуры в интервале 20-1350 °С. С целью изучения последовательностей и температурных уровней термических процессов в исходных коллекторных штейнах при их нагреве в инертной газовой среде первая серия опытов проводилась термическим методом при подъеме температуры в интервале 20-1350 °С. Ниже представлены результаты термического анализа двух проб штейнов.

Термическими исследованиями проб штейнов установлены полиморфные превращения сульфида железа, гематита и элементного железа. Температура плавления штейнов находится в диапазоне 900-1200 °С.

На кривой ДТА (рисунок 17) пробы № 93 (таблица 18) проявились эндотермические эффекты средней и низкой интенсивности с максимальным развитием при 140, 686, 761 и 1022 °С. Первый эффект может быть проявлением полиморфного превращения FeS. Второй эффект, возможно, отражает полиморфное превращение гематита. Эндотермический эффект с экстремумом при 761 °С, скорее всего, связан с полиморфным превращением железа элементного. Процесс плавления отражает эндотермический эффект с экстремумом при 1022 °С.

На кривой ДТГ проявился довольно интенсивный минимум при 576 °С. На кривой ДТА в интервале температур его развития наблюдается слабый прогиб, а

на dDTA этот эффект не получил отклика. Возможно, здесь имеет место проявление выгорания углерода.

На кривой ДТА (рисунок 18) пробы № 95 (таблица 18) проявились эндотермические эффекты с максимальным развитием при 134 и 769 °С. Первый эффект может быть проявлением полиморфного превращения FeS. Второй эффект, крайне слабый, возможно, отражает один из этапов плавления. В этой пробе затруднительно конкретно указать температуру плавления. Все эффекты на кривых ДТА и dDTA очень слабые. К проявлению плавления можно отнести эффекты на dDTA с экстремумами при 778, 795 и 900 °С. Можно сказать, что в ходе нагрева до 919 °С, проба расплавилась. На кривой ДТГ зафиксирован мощный минимум при 629 °С. Возможно, здесь имеет место проявление выгорания углерода. Также, на кривой dDTA выявлены эндотермические эффекты с экстремумами при 293 и 681 °С. Первый может отражать полиморфное превращение примеси Na_2OTiO_2 . Второй - полиморфное превращение гематита.

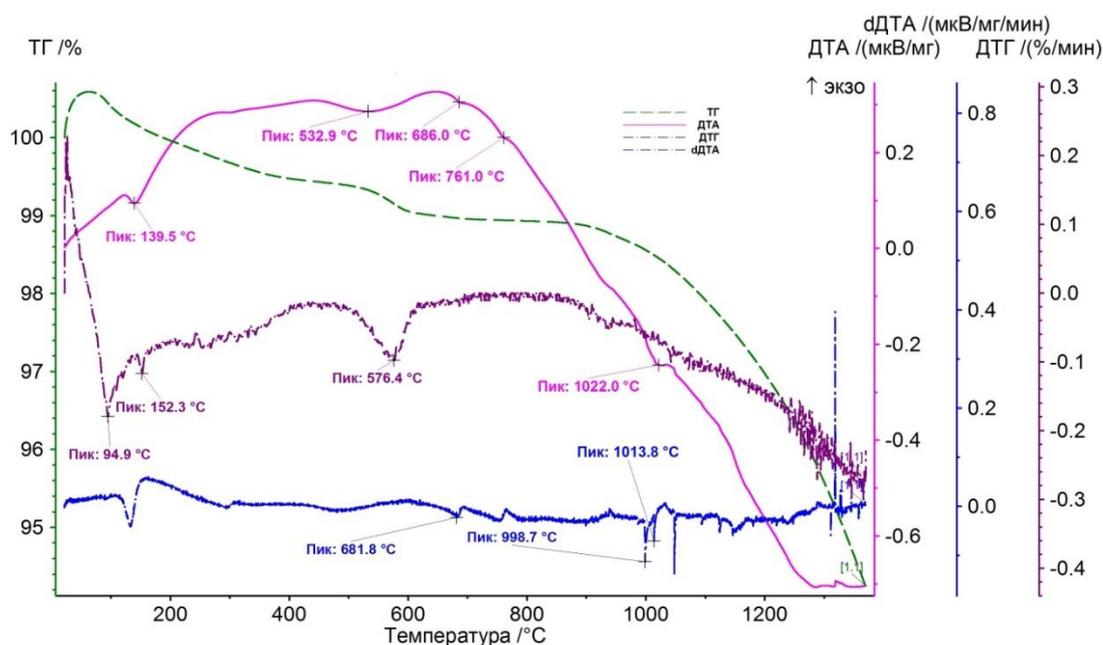


Рисунок 17 – Термограмма нагрева золотосодержащего коллекторного штейна (проба № 93), полученного при опытных плавках богатых золотом руд месторождения Бакырчик, в интервале температур 20-1350 °С

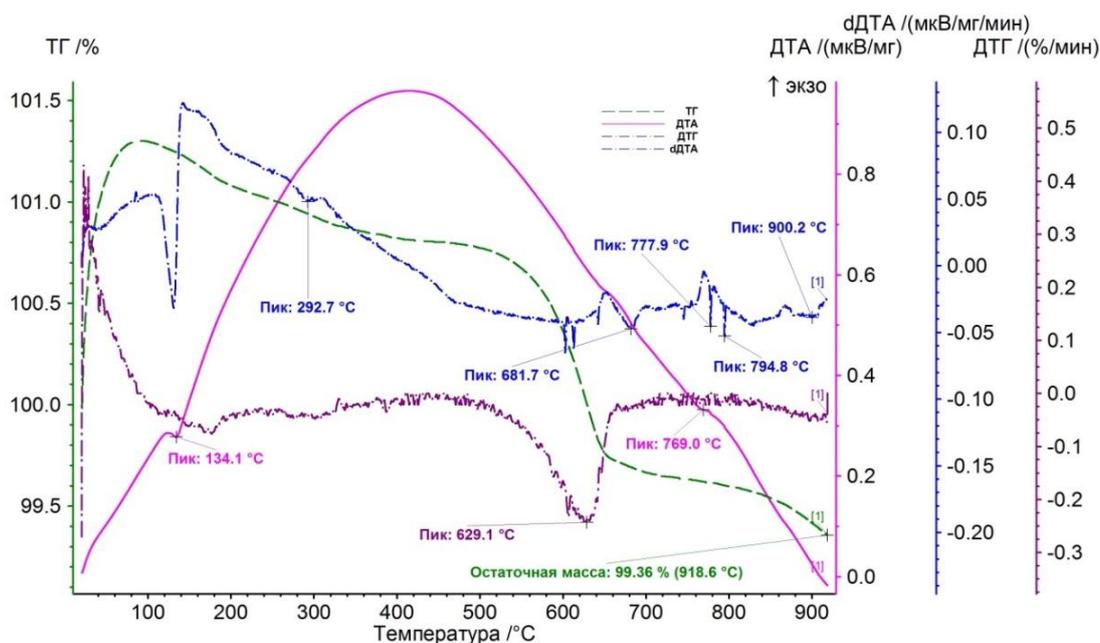


Рисунок 18 – Термограмма нагрева коллекторного для золота штейна (проба № 95), полученного при опытных плавках богатых золотом руд месторождения Бакырчик

Представленные выше данные по развитию термических процессов в золотосодержащих коллекторных штейнах в интервале температур 20-1350 °C в принципе схожи с физико-химическими процессами, протекающими в условиях одного из разновидностей способов термообработки пирит-арсенопирит и золотосодержащих концентратов – методе пиролиза. Способ пиролиза в основном применяется при переработке упорных золотосодержащих концентратов, когда процессы термической диссоциации пирита и арсенопирита концентрата при нагреве до температур 650-700 °C и в слабо восстановительных условиях без участия кислорода протекают по следующим реакциям [114]:



При этом элементные сера и мышьяк за счет имеющихся подсосов в системах пыли газоочистки могут быть окислены:



На рисунке 19 представлены варианты термообработки упорного золото-мышьяк содержащего сырья [8].

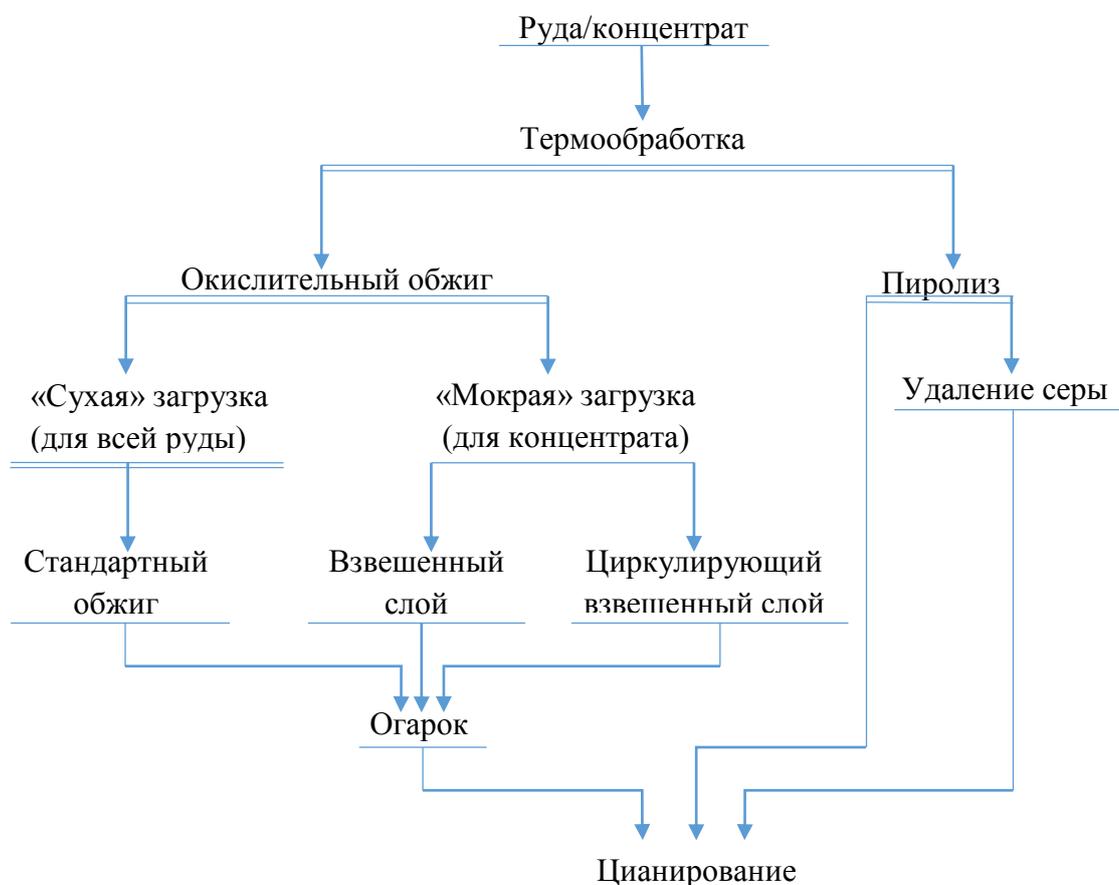


Рисунок 19 – Варианты термообработки упорных золотосодержащих руд и концентратов

В отличие от представленных схем процесса пиролиза арсенопиритных концентратов золота, в нашем случае при термической обработке коллекторных штейнов, содержащих в основном моно сульфид железа – пирротин, процессы удаления серы из исследуемых проб золотосодержащих штейнов может быть обеспечено за счет термической диссоциации сульфида железа. При этом возможны также реакции взаимодействия остаточного кислорода в аргоне с элементными летучими компонентами штейнов – серой, мышьяком и углеродом. Однако, для обеспечения более высокой степени удаления перечисленных выше элементов из коллекторных для золота штейнов необходимо более детальное изучение их окислительного обжига.

3.3 Изучение влияния температуры обжига золотосодержащих штейнов в интервале температур 600-900 °С на степень удаления серы, мышьяка и углерода в газовую фазу

Методика данной серии опытов по обжигу штейна заключалась в помещении исследуемой навески штейна весом 50 г в высокотемпературную камерную печь НТС 08/16 Nabertherm GmbH (рисунок 20) с автоматическим подъемом температуры по заданной программе. По достижении заданной температуры навеска находилась в камере в течение 30 минут в атмосфере воздуха. При этом для первой поисковой серии был использован золотосодержащий штейн, полученный в условиях опытных плавков упорных руд золота ГРК ТОО «Терискей» на двухэлектродной электропечи химико-металлургического института в г. Караганда. Составы исходного сырья и полученных огарков приведены в таблице 21.



Рисунок 20 – Печь высокотемпературная камерная НТС 08/16 Nabertherm GmbH

Из данных таблицы 19 видно, что полученные в интервале температур 600-800 °С огарки мало отличаются от исходного штейна, за исключением мышьяка, содержание которого с 0,47-0,64 % в исходном штейне снижается практически на один порядок, составляя 0,048-0,088 % в огарках.

Здесь, по-видимому, сказался состав штейнов с низкими содержаниями железа и серы. Поскольку этот штейн получали в условиях предварительных опытных плавков в электропечи мощностью 100 кВт (ХМИ), исследуемая проба исходного штейна, по-видимому, содержала значительные количества шлаковых включений. Но главным упущением данной серии опытов было недостаточное время выдержки (30 мин) исследуемой навески в печи.

Таблица 19 – Химические составы исходного золотосодержащего штейна и продуктов обжига

Наименование продукта	Содержание, %							Вес, г
	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Fe	S	C	As	
Исходный штейн	134,4	78,6	7,4	42,0	20,7	2,05	0,47-0,64	50,0
Штейн после обжига при температуре, °С								
600	136,8	79,3	6,45	41,45	16,21	2,05	0,088	56,17
650	128,8	75,6	6,81	39,97	16,10	2,05	0,048	56,35
700	122,4	78,0	6,45	41,45	15,27	2,01	0,052	56,80
750	123,4	81,6	6,69	42,19	14,48	2,00	0,048	56,92
800	127,8	73,6	6,21	39,97	14,34	2,00	0,056	56,66

Исходя из этого, проводилась вторая серия опытов по обжигу навесок штейна, полученных при лабораторных плавках богатых золотом Бакырчикских коренных руд золота (таблица 18, проба № 93) в интервале температур 600-900 °С. При этом существенно была изменена методика опытов. Опыт проводили в три этапа. Штейн загружали в алундовый тигель, помещаемый в высокотемпературную камерную печь НТС 08/16 Nabertherm GmbH. По достижении заданной температуры в печи навеска штейна подвергалась обжигу в течение одного часа, во время выдержки производилось перемешивание, для того чтобы не допустить спекания материала, так как спекание может затруднить удаление серы из штейна. После охлаждения тигель вынимали из печи, навеска тщательно перемешивалась для повторного обжига при той же температуре. После трехкратного подобного обжига навески полученных огарков передавались на анализы на серу, мышьяк и углерод.

Ниже в таблице 20 приведены результаты химического анализа огарков второй серии опытов по обжигу золотосодержащих штейнов.

Из данных таблицы 20 и рисунка 21 видно, что с ростом температуры обжига наблюдается снижение содержания серы и углерода в огарках до 4,89 и 1,50 %, соответственно. Однако, содержание мышьяка остается в основном на уровне исходного штейна. Наблюдаемое увеличение веса навески, по-видимому, связано с образованием оксидов железа Fe_2O_3 , Fe_3O_4 . Причем неоднократно в ходе экспериментов было установлено, что по мере выгорания серы величина отношения процентных содержаний Fe_2O_3 и Fe_3O_4 в огарках увеличивается.

В целом, в данной серии опытов по обжигу штейнов даже при 900 °С не удалось добиться полного выжига летучих компонентов. Одной из причин такого поведения серы, мышьяка и углерода в исследуемых коллекторных для золота штейнов, по-видимому, является недостаточный окислительный потенциал газовой фазы, попадающей в печь лишь за счет подсосов воздуха, объемы которого во время опытов не контролировались. Кроме этого, часть остаточного содержания серы в огарках могла быть связана с медью в виде полусернистой меди (Cu_2S), окисление которой возможно лишь в условиях полного окисления сульфида железа и металлического железа.

Таблица 23 – Химические составы полученных огарков по остаточным содержаниям серы, мышьяка и углерода при обжиге исходных штейнов в интервале температур 600-900 °С

Т, °С	Исх. штейн, № пр.	Наименование материала	№ пр.	Содержание, %, г/т						Вес, г
				Au, г/т	Cu	Fe	S	As	C	
600	93	Огарок	110	49,60	6,33	48,84	8,02	0,24	2,52	54,34
700	93		104	49,60	6,33	48,84	7,17	0,30	2,03	55,36
800	94		111	48,80	12,90	45,15	5,76	0,26	1,64	51,13
900	95		115	56,6	3,77	49,59	4,89	0,21	1,50	49,07

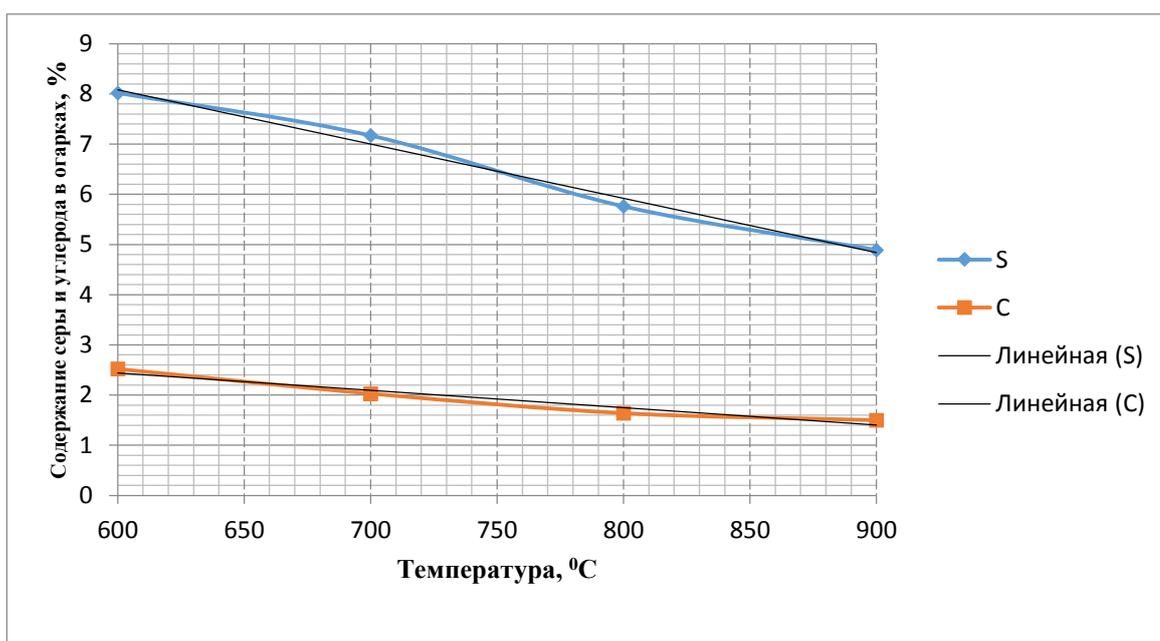


Рисунок 21 – Зависимость остаточных содержаний серы и углерода от температуры при обжиге штейнов в атмосфере воздуха

Огарки проб золотосодержащих коллекторных штейнов также были изучены физическими методами анализа. Так, ниже показаны результаты минералогического анализа огарка пробы № 115.

Проба огарка внешне темно-коричневого цвета, средней магнитности. Микрофотографии огарков были получены в режиме СОМРО (рисунок 22). Содержание золота в нем 56,6 г/т. Основная масса материала пробы представлена новообразованными соединениями FeO₂, составляющего около 75-77 %. Представлены они в виде зерен без четкой огранки размером от тысячных долей до сотых долей мм в поперечном сечении. Часто образует агрегатные скопления мелких зернышек. Минерал светло-серый, анизотропный. Около 10 % составляет новообразованный минерал ольдгамит с формулой CaS – минерал кубической сингонии, очень редкий, в природе встречается в метеоритах. Как искусственный минерал присутствует в материале сплавов – в штейнах.

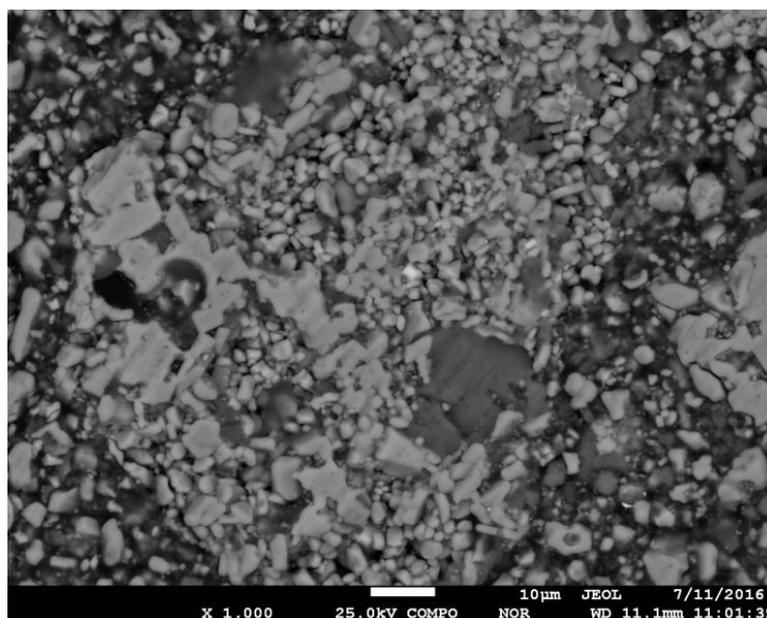
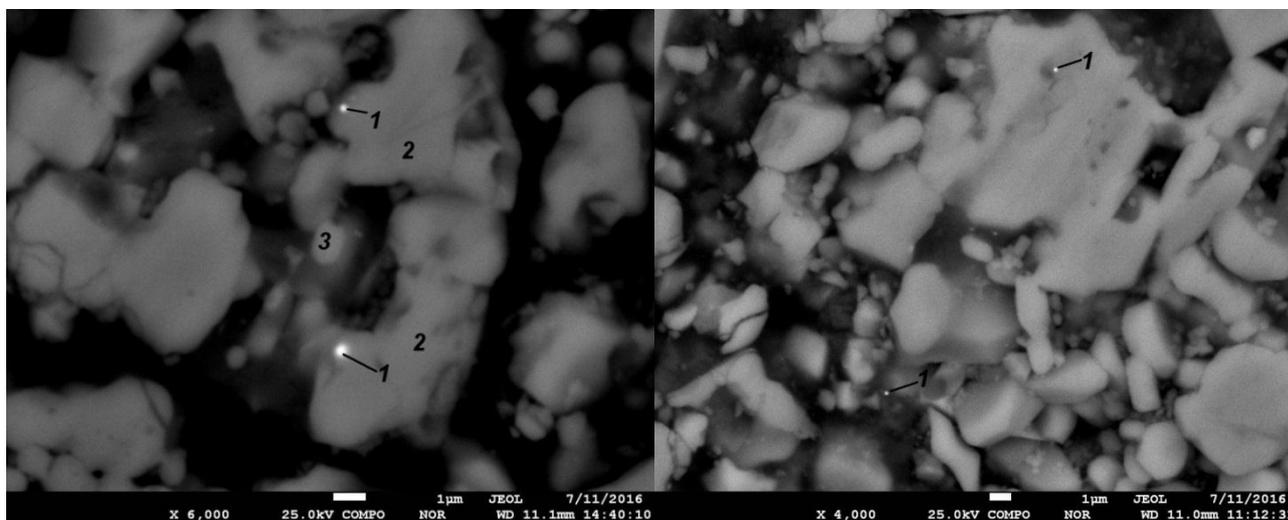


Рисунок 22 – Микрофотография пробы огарка № 115 (COMPO, ×1000)

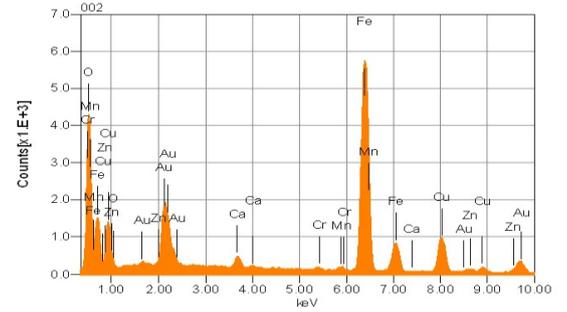
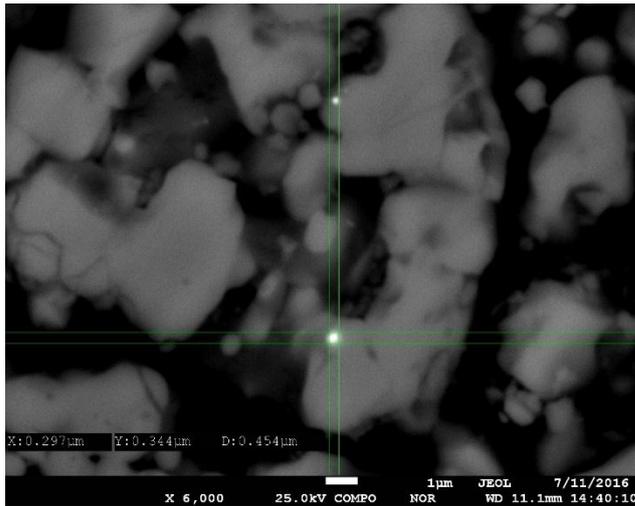
В небольшом количестве отмечаются оксиды меди и цинка. Золото (рисунки 23-25) в изученных огарках присутствует в виде дисперсных частиц в оксиде железа, в оксиде железа с ольдгамитом, в оксидах железа с медью и цинком. Размеры золотин: 0,176×0,199; 0,219×0,250; 0,297×0,344 мкм. Распределение компонентов в режиме WDS приведено на рисунке 26.



1 – тонкодисперсное золото; 2 – 1 – тонкодисперсное золото в искусственной минеральной матрице, искусственной минеральной матрице, состоящей из оксида железа, меди и состоящей из оксидов железа и цинка. ольдгамита.

Рисунок 23 – Проба огарка № 115 (COMPO, ×6000)

Рисунок 24 – Проба огарка № 115 (COMPO, ×4000)



Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	28.31	61.91	0.23	673766	0.1511640	K
Ca	0.82	0.72	0.15	106734	0.0071400	K
Cr*	0.28	0.19	0.21	28085	0.0025225	K
Mn*	1.67	1.06	0.27	133685	0.0138082	K
Fe	41.81	26.19	0.27	3102502	0.3593164	K
Cu	12.39	6.82	0.54	560237	0.0967520	K
Zn*	1.38	0.74	0.65	54369	0.0109829	K
Au	13.33	2.37	0.51	734796	0.0711131	M
Total	100.00	100.00				

Рисунок 25 – Тонкодисперсное золото в минеральной матрице

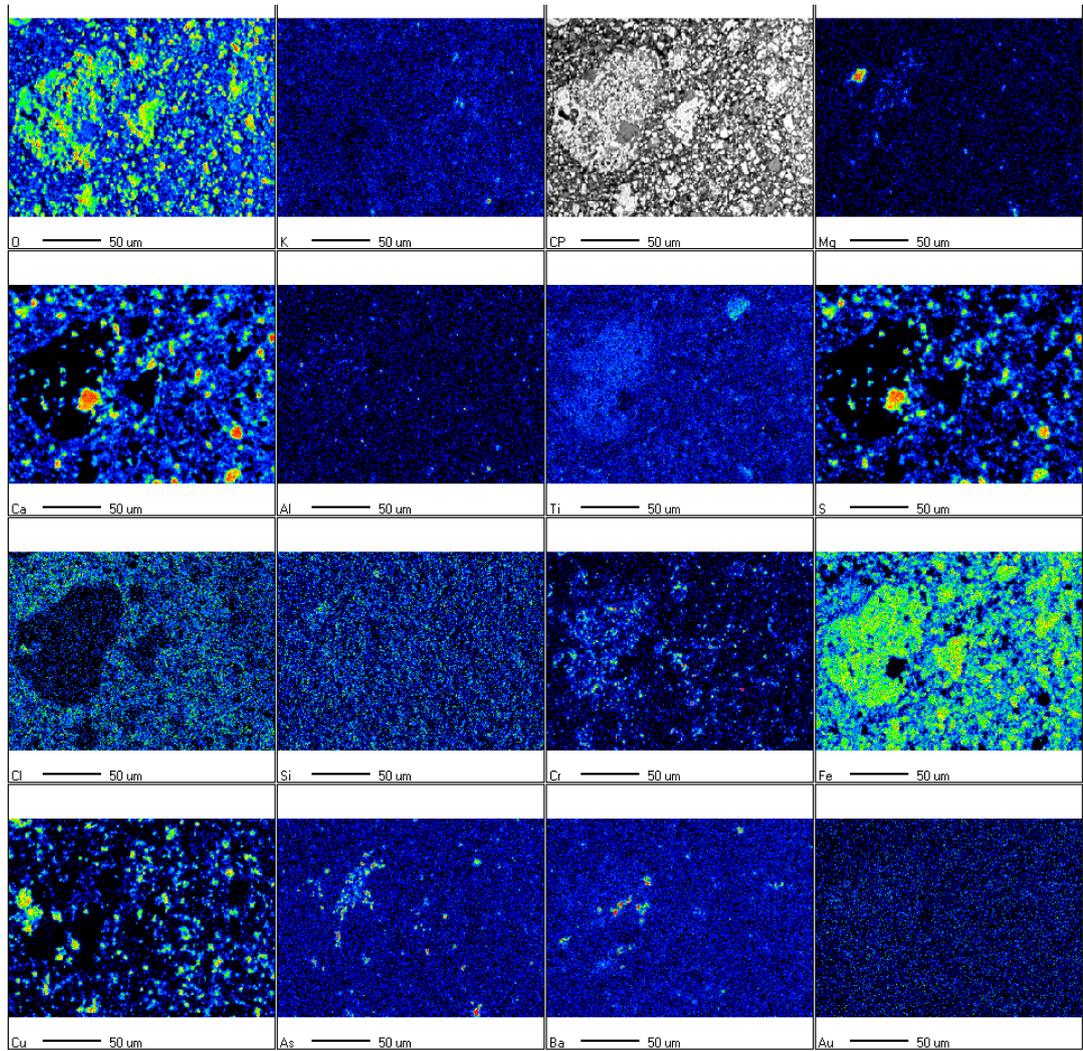


Рисунок 26 – Концентрация элементов в искусственной минеральной матрице пробы огарка № 115 (WDS, ×500)

На рисунках 27, 28 представлены термограммы нагрева и охлаждения огарка, полученного при 900 °С. В результате этих данных показано, что интенсивное снижение массы огарка начинается с 900 °С, а температура плавления огарков с появлением жидкой фазы определена на уровне 1241 °С. Ниже приведено описание полученных термограмм исследований огарков.

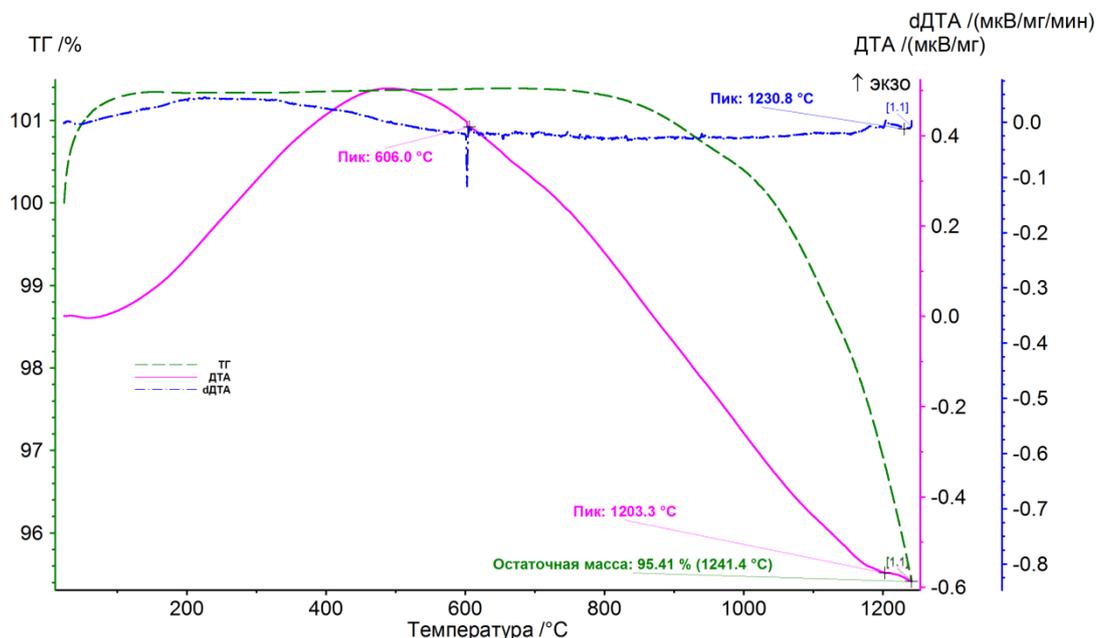


Рисунок 27 – Термограмма процесса нагрева огарка (при 900 °С) штейна в интервале температур 100-1200 °С

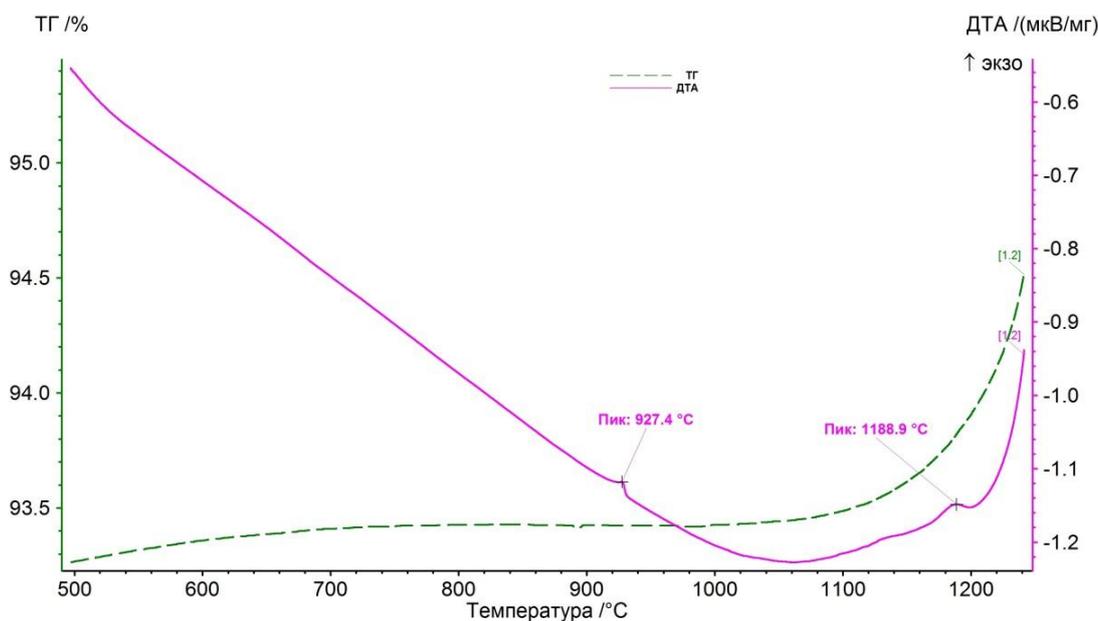


Рисунок 28 – Термограмма охлаждения огарка штейна (при 900 °С) в интервале температур 1200-500 °С

На кривой ДТА пробы № 115 (таблица 23) проявились два крайне слабых эндотермических эффекта. Их экстремумы пришлись на 606 и 1203 °С. Первый

эффект по температуре подходит к проявлению полиморфного превращения SnS (602 °С), на которое нет данных РФСА, поэтому можно только предполагать. После 900 °С интенсивно снижается масса навески. Последний эффект связан с появлением жидкой фазы, но в ходе нагрева до 1241 °С проба полностью не расплавилась. На кривой ДТА, полученной в ходе охлаждения пробы, проявились два экзотермических эффекта с пиками при 927 и 1189 °С. Первый пик по температуре подходит к проявлению AsO₂ или же Ag.

В целом, в данном разделе по изучению влияния температуры на процесс окисления железистых коллекторных для золота, серебра и меди штейнов, полученные экспериментальные данные по общему виду аналогичны с такими же результатами по твердофазному окислению чистого сернистого железа. Эти результаты детально описаны в учебных пособиях, известных монографиях и они посвящены исследованиям физико-химических основ обжига медных концентратов, серного колчедана и других материалов, содержащих сернистое железо [115, 116]. Общую картину окисления сернистого железа кислородом воздуха в зависимости от температуры в широком интервале изучали в работе [117]. При этом экспериментальные данные в работе позволили определить через температурные коэффициенты изменения максимальной скорости окисления сернистого железа (мг/с·м²) на один градус и предложить следующие уравнения температурной зависимости скорости окисления:

– для процесса твердофазного окисления:

$$\text{FeS} \rightarrow V_1 = 0,02 + 0,00085 (t - 600 \text{ } ^\circ\text{C}); \quad (17)$$

– для процесса жидкофазного окисления:

$$\text{FeS} \rightarrow V_2 = 0,28 + 0,0075 (t - 930 \text{ } ^\circ\text{C}). \quad (18)$$

Однако, обсуждая эксперименты раздела 1 по твердофазному процессу окисления золотосодержащих коллекторных штейнов, при последующих исследованиях окисления исследуемых проб штейнов необходимо учесть следующие особенности их состава. Во-первых, в нашем случае объектом исследований являются железистые металлизированные штейны, содержащие кроме основного компонента – сульфида железа, сульфиды меди, металлическое железо и незначительные включения шлаковых составляющих. Во-вторых, в условиях недостаточного контакта окислительной газовой фазы с исследуемой навеской коллекторных штейнов, в полученных огарках имело место неполное окисление основной составляющей – сернистого железа. В этих условиях, как было отмечено выше, основное количество серы в огарках находилась, по-видимому, в виде полусернистой меди. Как видно из таблицы 23, в исходных штейнах содержание меди находилось в пределах 3,77-12,9 %.

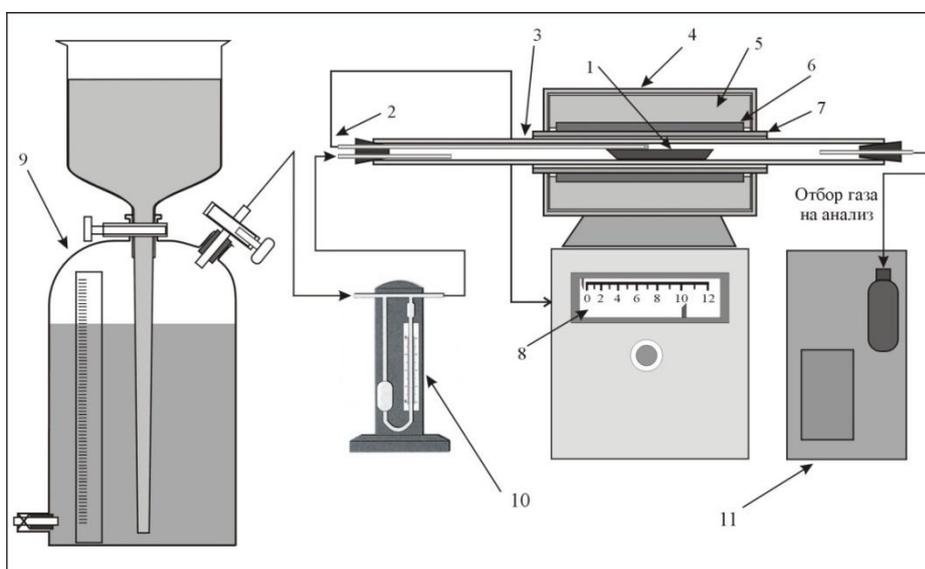
Исходя из результатов исследований, описанных в разделе 1, следующая серия опытов по изучению процесса обжига золотосодержащих штейнов проводилась с целью определения влияния концентрации кислорода в газовой фазе на скорость окисления исследуемых навесок штейна.

В целом, с учетом полученных данных по окислению коллекторных штейнов в атмосфере воздуха и результатов их термографических исследований можно считать, что оптимальные температуры такого процесса должны находиться в пределах 700-800 °С.

3.4 Изучение влияния содержания кислорода в дутье на степень перехода в газовую фазу серы, мышьяка и углерода при оптимальной температуре и создание лабораторной установки для проведения экспериментов.

Параллельно с проводимыми опытами был проделан эксперимент по обжигу штейна в бескислородной среде. Методика данного опыта заключалась в том, что исследуемый материал помещали в алундовый тигель. Затем тигель устанавливался в камерную печь на графитовую подставку и накрывался тиглем большего диаметра. Над верхним тиглем устанавливали графитовую крышку для создания восстановительной атмосферы. По достижению температуры в 700 °С производилась выдержка в течение одного часа. Вес навески составлял 50 г, после обжига вес штейна составил 51,67 г.

Для изучения влияния содержания кислорода в газовой фазе на процесс окисления исследуемых штейнов с удалением серы, мышьяка и углерода, описанного выше, была создана установка на базе трубчатой лабораторной печи СУОЛ-0,25.1/12-М1 с нихромовым нагревателем (рисунок 29).



1 – лодочка со штейном; 2 – термопара; 3 – кварцевая труба; 4 – корпус; 5 – теплоизоляция; 6 – нагреватель; 7 – керамическая труба; 8 – милливольтметр; 9 – газометр; 10 – реометр лабораторный; 11 – газоанализатор ПЭМ-2М.

Рисунок 29 – Установка для обжига штейна с контролируемой подачей газовой смеси, содержащей различные количества кислорода

В печь вставлялась кварцевая трубка, диаметр которой подбирался под диаметр трубки самой печи. Для герметизации трубка с обоих концов

закрывалась резиновыми пробками с отверстиями для продувки и термопары. Внутри трубки помещались лодочки с образцами исследуемого штейна. При помощи газометра контролировалась подача кислорода и предварительно подготавливалась газовая смесь с различным соотношением кислорода. Для контроля подачи и расхода воздуха использовался лабораторный стеклянный реометр типа РДС. Опыты проводились при постоянной температуре 800 °С. Подъем температуры в печи производился в среде аргона. Началом экспериментов по окислению штейнов считалось начало подачи в печь окислительной газовой смеси заданного состава.

Для проведения опытов второй серии по окислению золотосодержащего штейна использовалась проба № 95 (таблица 18) исследуемого штейна следующего состава, мас. %: Fe – 51,07; S – 33,70; Cu – 4,14; As – 0,32; Au – 57,20 г/т и Ag – 43,00 г/т. Данный коллекторный штейн был получен при оптимальных плавках богатых золотом (12 г/т) золото-мышьяк-углеродистых коренных руд месторождения Бакырчик, содержащих 1,5-2,6 % углерода. Поэтому в разных пробах полученных штейнов содержание углерода находилось в пределах 0,5-2,0 %. Первые опыты проводились в атмосфере воздуха с навеской исследуемого штейна весом 20 г при постоянной температуре печи 800°С и скорости подачи воздуха 1,0 л/мин. В таблице 21 и на рисунке 30 приведены экспериментальные данные этих опытов по окислению исследуемой пробы штейна по изменению содержания SO₂ в газовой фазе.

Таблица 21 – Изменение содержания SO₂ в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере воздуха при постоянной температуре 800°С

Время, мин	0	5	10	17	30	45	60	75	90	105	120	173	150
Содержание SO ₂ , %	0,01	7,05	4,6	6,26	4,39	1,49	1,78	1,71	1,5	1,33	1,22	1,07	0,9

Из представленных выше результатов опыта по окислению исследуемых коллекторных золотосодержащих штейнов в атмосфере воздуха видно, что процесс выделения SO₂ в газовую фазу с 0,01 до 0,39 % идет в течение четырех часов через максимум в 7,05 %, достигаемый через 5 минут после начала опыта. В данном случае экспериментальные кривые представляют скорость окисления исследуемых штейнов при постоянной температуре в зависимости от содержания кислорода воздуха в виде процента выделения сернистого ангидрида в минуту. Поэтому характер кривых напоминает зависимость максимальной скорости окисления сернистого железа. Химический анализ огарка данного эксперимента показал следующие остаточные содержания летучих компонентов навески штейна, мас. %: S – 5,41; As – 0,40; C – 0,61.

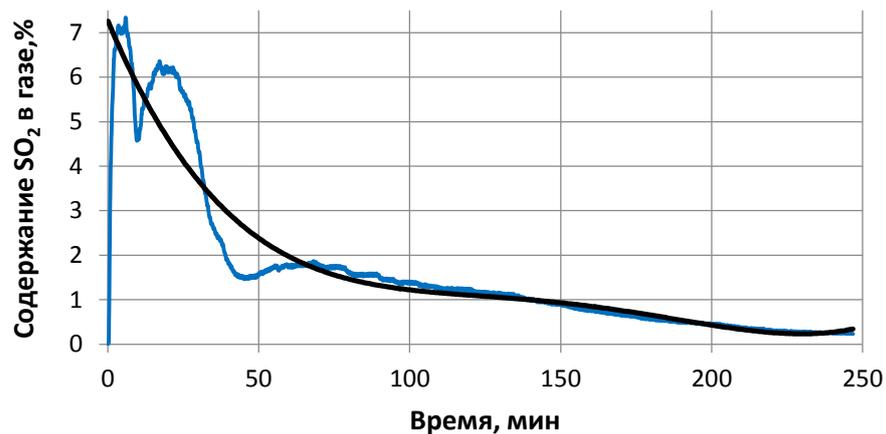


Рисунок 30 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере воздуха и при $800\text{ }^\circ\text{C}$

Вторая серия опытов по окислению коллекторных для золота штейнов проводилась в атмосфере технического кислорода. Результаты этих экспериментов представлены в таблице 22 и на рисунке 31.

Таблица 22 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере технического кислорода при постоянной температуре $800\text{ }^\circ\text{C}$

Время, мин	0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	67
Содержание SO_2 , %	1,48	14,8	14,9	9,55	9,25	5,44	2,73	1,38	0,6	0,31	0,22	0,17	0,15	0,13	0,12

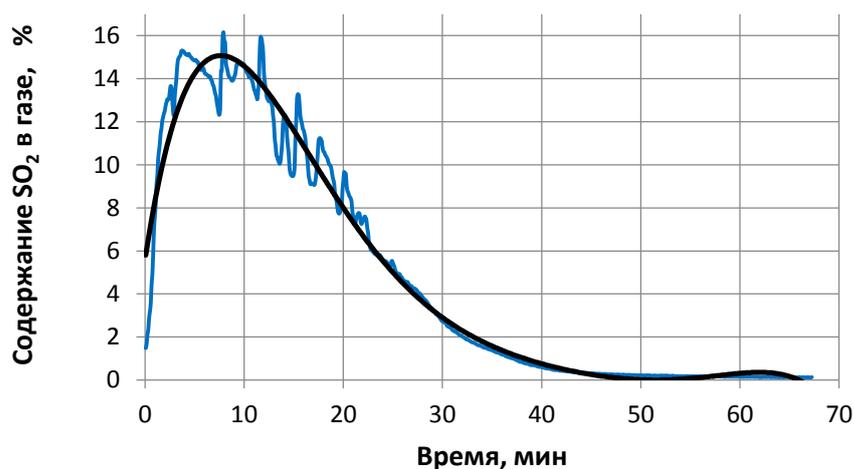


Рисунок 31 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере технического кислорода и при $800\text{ }^\circ\text{C}$

Полученные выше результаты опытов по окислению исследуемых штейнов в атмосфере технического кислорода, как и ожидалось по аналогии процессу окисления сернистого железа, показали значительную интенсификацию процесса выделения серы из штейнов. Так, содержание SO_2 в газовой фазе начиная с 1,48 %, и, проходя максимальное выделение SO_2 – 14,84-14,6 %, достигло 0,12 % всего за 67 минут. Характер кривой изменения скорости окисления золотосодержащих штейнов в единицу времени также напоминает имеющиеся экспериментальные данные по определению максимальной скорости твердофазного окисления сернистого железа [117].

Химический анализ данной пробы огарка показал следующий состав, мас. %: S – 4,71; As – 0,38; C – 0,86.

Третья серия опытов по окислению коллекторных для золота штейнов проводилась в атмосфере газовой смеси с содержанием кислорода 50 %. Результаты этих экспериментов представлены в таблице 23 и на рисунке 32.

Таблица 23 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере газовой смеси с содержанием кислорода 50 % при постоянной температуре 800 °С

Время, мин	0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70
Содержание SO_2 , %	0,01	4,98	3,54	3,45	2,79	2,16	1,71	1,24	1,02	0,86	0,84	0,83	0,82	0,83	0,79

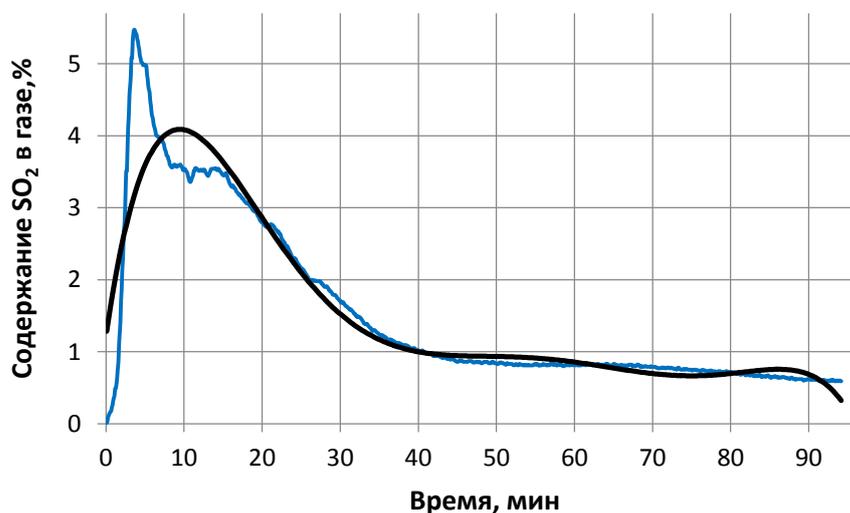


Рисунок 32 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере газовой смеси с содержанием кислорода 50 % и при 800 °С

Четвертая серия опытов по окислению коллекторных для золота штейнов проводилась в атмосфере газовой смеси с содержанием кислорода 75 %. Результаты этих экспериментов представлены на рисунке 33.

В целом, в интервале содержаний кислорода в газовой фазе 21-100 % O_2 экспериментально показана закономерная интенсификация процесса обжига исследуемых золотосодержащих штейнов. Так, завершение процесса окисления сульфидных коллекторных штейнов достигается при 800 °С:

- в атмосфере воздуха – за 240 минут;
- в атмосфере газа, содержащей 50 % O_2 – за 90 минут;
- в атмосфере газа, содержащей 75 % O_2 – за 60 минут;
- в атмосфере технического кислорода – за 40 минут.

Таким образом, процессы обжига золотосодержащих сульфидных коллекторных штейнов в случае необходимости могут быть проведены с использованием обогащенного кислородом воздуха, как правило, в обжиговых печах кипящего слоя, которые в зарубежной литературе называются обжигом во взвешенном состоянии или же циркуляционным процессом обжига.

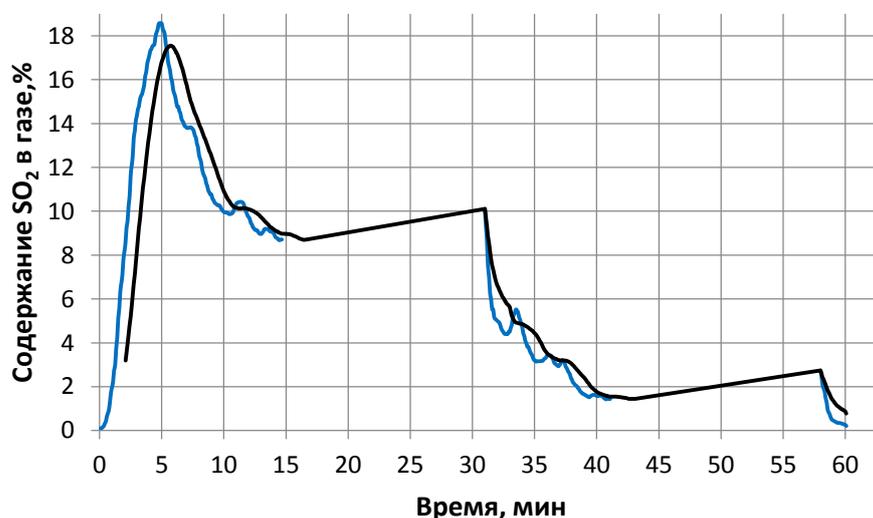


Рисунок 33 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе при окислении коллекторных штейнов в атмосфере газовой смеси с содержанием кислорода 75 % и при 800 °С

Как известно, в течении последних 15-20 лет в металлургии золота на стадиях подготовки золотосодержащих руд и концентратов к процессам цианирования начали использовать пирометаллургический способ – процесс окислительного обжига исходных золотосодержащих материалов. В настоящее время на золотодобывающих зарубежных предприятиях действуют около 25 заводов, эксплуатирующих процесс окислительного обжига, как правило, упорных к вскрытию коренных руд и концентратов золота (таблица 10) [8].

На этих заводах при окислительном обжиге упорного золотосодержащего сырья обычно процесс ведут при температурах 640-750 °С, крупности материалов класса – 0,036 мм, содержании серы в обжигаемом материале 33,5-35,0 % и степени ее удаления 98,5 %.

Главное, на этих обжиговых агрегатах при окислительном обжиге окислительной газовой фазой использовались: воздушное дутье, воздух,

обогащенный кислородом, и в отдельных случаях обжиг вели с применением технического кислорода.

Исходя из этого можно считать, что экспериментальные данные данного раздела и практика работы действующих обжиговых предприятий могут быть использованы в случае организации передела по обжигу коллекторных для золота сульфидных штейнов.

3.5 Изучение влияния крупности штейнов в интервале 0,5-2,0 мм при оптимальных температурных режимах и составах газовой фазы на степень очистки серы, мышьяка и углерода

Данная серия экспериментов заключалась в изучении влияния крупности штейнов на степень перехода в газовую фазу серы, мышьяка и углерода. Опыты проводились по описанной выше методике с использованием трубчатой лабораторной печи СУОЛ-0,25.1/12-М1 с нихромовым нагревателем (рисунок 29). Опыты проводились при постоянной температуре 700 °С для осуществления процесса окисления исследуемого штейна в атмосфере воздуха.

Для проведения опытов по окислению золотосодержащего штейна использовались проба № 93 и проба № 86 (таблица 18). Данные коллекторные штейны были получены при оптимальных плавках богатых золотом (12 г/т) золото-мышьяк-углеродистых коренных руд золота месторождения Бакырчик, содержащих 1,5-2,6 % углерода. Поэтому в разных пробах полученных штейнов содержание углерода находилось в пределах 0,5-2,0 %. Опыты проводились с навеской исследуемого штейна весом 20 г при постоянной температуре печи 700 °С и скорости подачи воздуха 1,0 л/мин. Во избежание окислительных процессов во время подъёма температуры, нагрев исследуемого материала производился в атмосфере инертного газа, в нашем случае использовался аргон. Были проведены следующие опыты с использованием исходных штейнов крупностью 0,2, 0,5, 1 и 2 мм.

На рисунке 34 приведены экспериментальные данные опыта по окислению исследуемой пробы штейна по изменению содержания SO₂ в газовой фазе для штейна крупностью 0,2 мм.

Из представленных выше результатов опыта по окислению исследуемого коллекторного золотосодержащего штейна в атмосфере воздуха видно, что процесс снижения содержания SO₂ в газовой фазе с 4,32 до 0,21 % SO₂ протекает в течение трех часов. Учитывая показания газоанализатора по содержанию SO₂ в газовой фазе, было просчитано, что окислено 75,4 % серы от общего ее количества в навеске.

Исходными материалами для следующих опытов были выбраны коллекторные золотосодержащие штейны пробы № 86 (таблица 18) крупностью 0,5, 1 и 2 мм. Результаты этих экспериментов представлены на рисунках 35-37.

Следует отметить, что процесс выделения серы при обжиге коллекторных штейнов крупностью 0,5 мм и выше значительно замедляется. Количество окисленной серы для штейна крупностью 0,5 мм составило – 39,8 %, для штейна крупностью 1 мм – 48,1 %, для штейна крупностью 2 мм – 44,03 %.

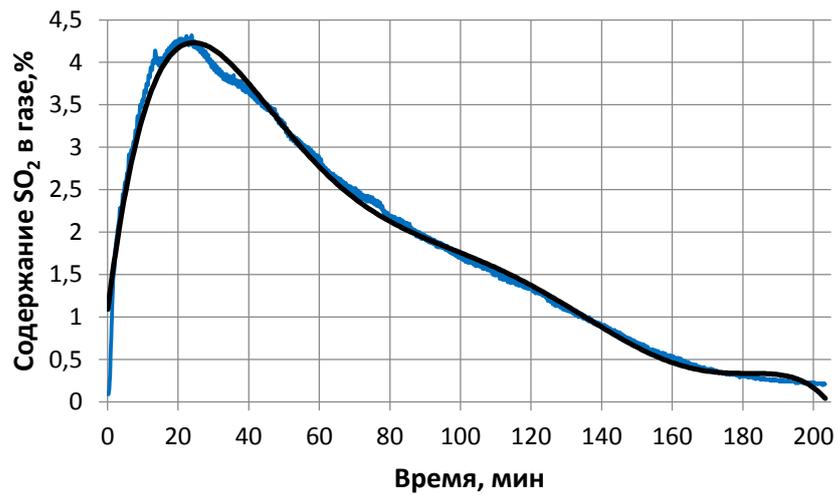


Рисунок 34 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе по времени при окислении коллекторного штейна крупностью 0,2 мм

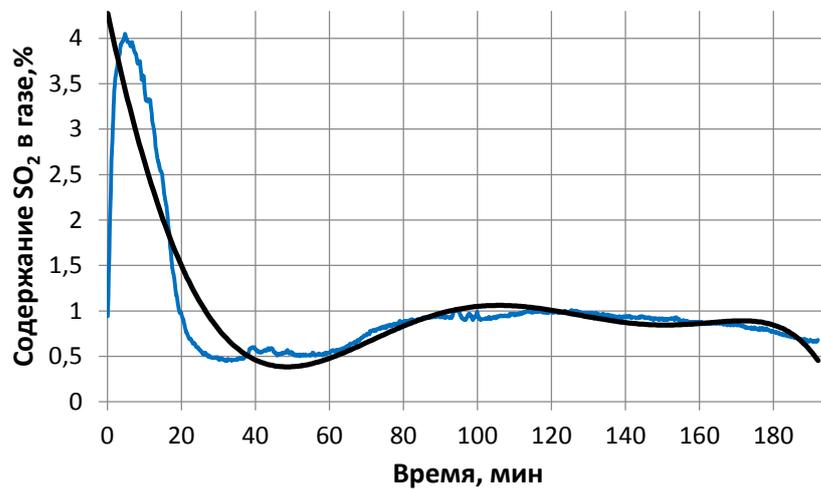


Рисунок 35 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе по времени при окислении коллекторного штейна крупностью 0,5 мм

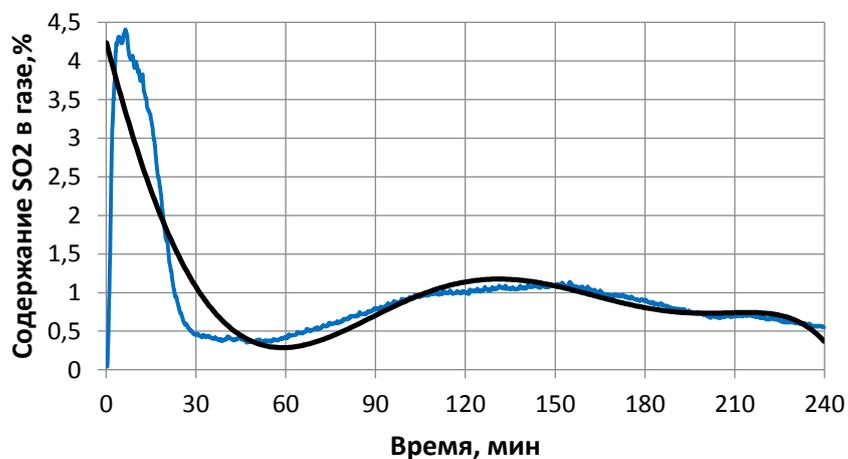


Рисунок 36 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе по времени при окислении коллекторного штейна крупностью 1 мм

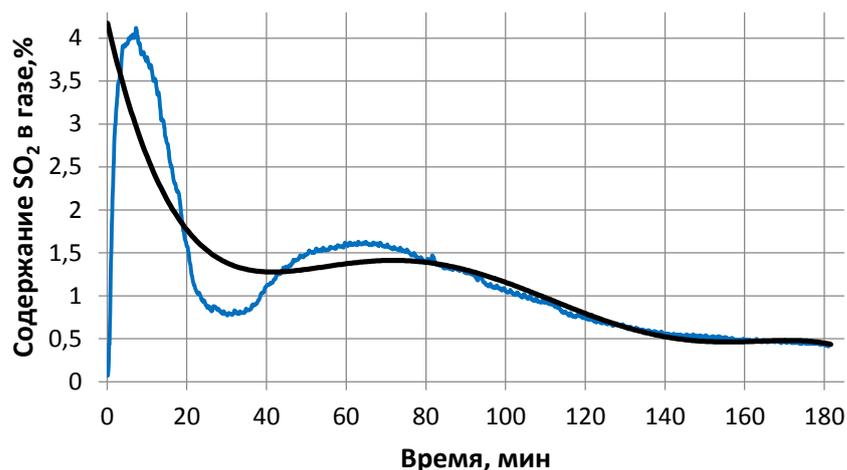


Рисунок 37 – Изменение содержания SO_2 в газовой фазе по времени при окислении коллекторного штейна крупностью 2 мм

После этого выделение диоксида серы практически прекратилось. Обусловлено это тем, что происходит затруднение процессов диффузии кислорода воздуха внутрь зерна штейна и диффузии диоксида серы через окисленный слой, в результате чего реагирует только поверхностная часть зерен штейна. Пробы огарков данной серии опытов проанализированы на S, As и C.

Ниже представлены результаты химического анализа проб огарков серии опытов по изучению влияния крупности штейнов на степень очистки серы, мышьяка и углерода (таблица 24).

Таблица 24 – Результаты лабораторных опытов по обжигу золотосодержащего штейна в трубчатой печи (таблица 18, пробы №№ 93, 86) при температуре 700 °С

Исх. штейн, №пр.	Наименование материала	Крупность исходного штейна, мм	№ пр.	Содержание, %.			Вес огарка, г.
				S	As	C	
93	Огарок	0,2	191	5,27	0,41	0,57	18,77
86		0,5	207	10,8	0,082	1,7	18,83
86		1	208	9,9	0,084	2,0	18,51
86		2	209	10,1	0,092	2,1	19,80

В целом, на основании вышеприведенных экспериментальных данных по определению зависимости скорости окисления золотосодержащих штейнов от крупности исследуемых образцов в пределах 0,2-2,0 мм получены однотипные экспериментальные кривые изменения величин скоростей окисления по времени. Так, практически во всех четырех опытах время достижения максимальной скорости окисления штейнов в % SO_2 /мин составляет порядка 10 мин при максимальных значениях содержания сернистого ангидрида в газовой фазе около 4,0 %.

Таким образом, экспериментальные данные [118] этого раздела могут быть использованы в случае расчетов и выборе обжиговых агрегатов для окисления золотосодержащих коллекторных штейнов.

3.6 Выводы по 3 главе

По материалам данной главы можно выделить отдельные положения по изучению процесса обжига коллекторных для золота железистых штейнов в атмосфере воздуха, воздуха, обогащенного кислородом и технического кислорода.

Для экспериментов по изучению процесса обжига коллекторных для золота штейнов с переводом серы, мышьяка и углерода в газовую фазу были подготовлены коллекторные штейны, полученные при опытных плавках богатых золотом бақырчикских коренных руд золота, и содержащих 48,80-59,07 г/т золота;

Результаты опытов [119-121] по изучению обжига исследуемых штейнов в интервале температур 600-900 °С без циркуляции потока окислительной газовой фазы показали возможность снижения содержания в огарках: серы до 4,89%, мышьяка до 0,21 % и углерода до 1,5 %.

Наиболее интенсивное окисление серы из коллекторных штейнов было достигнуто при их обжиге в атмосфере технического кислорода, когда остаточное содержание SO_2 в газовой фазе достигалось до 0,12 % за 60 минут. Также приведены результаты лабораторных опытов по изучению обжига коллекторных штейнов различной крупности (0,2-2,0 мм).

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ЖИДКОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ОГАРКОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕТАЛЛИЗИРОВАННОЙ ФАЗЫ

4.1 Изучение влияния температуры опытных лабораторных плавков в интервале температур 1350-1500 °С на степень восстановления золотосодержащих огарков

Был подготовлен исходный золотосодержащий штейн с выполнением его химического анализа с уточнением условий получения сульфидного коллектора золота. При этом было принято, что наиболее целесообразным следует считать использование коллекторного для золота и других металлов штейна, полученного при лабораторных плавках (СПС-процесс) коренной богатой золотом руды месторождения Бакырчик, а в качестве исходного материала для восстановления металлов огарок, полученный после обжига вышеприведенного штейна (таблица 25).

В качестве флюса использовался шлак с высоким содержанием SiO_2 – 55,18 %, нами был использован шлак укрупненной балансовой плавки золотосодержащей руды месторождения Саяк IV (проба № 24). Шлак пробы № 25 использовался в следующей серии опытов по определению расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре.

Таблица 25 – Химический состав исходных материалов

№ проб	Наименование материала	Содержание												
		г/т		%										
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	Co	C	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	B_2O_3
220	Штейн	52,9	41,77	0,85	50,1	34,56	0,18	-	10,05	-	-	-	-	-
221	Огарок	46,45	36,8	0,49	44,5	13,26	0,16	-	3,15	-	-	-	-	-
24	Шлак	0,24	0,98	0,031	2,22	0,88	0,014	0,001	0,22	55,18	22,79	8,22	0,79	7,92
25	Шлак	0,30	1,02	0,034	2,22	0,44	0,013	0,001	0,16	54,80	22,79	9,24	1,18	8,37

Из данных таблицы 25 видно, что в процессе прямой плавки коренной руды месторождения Бакырчик достигается высокое удаление мышьяка с газовой фазой, так как в исходной золотосодержащей руде содержание мышьяка составляло 2,05 %. При этом повышенные содержания углерода в штейнах обуславливается тем, что штейны были получены в условиях, укрупненных плавков шихты весом 1000 г в графитовых тиглях. Для удаления оставшихся летучих составляющих (сера и углерод) проводился окислительный обжиг золотосодержащего железистого штейна, по прежней методике укрупненных балансовых экспериментов.

Для изучения влияния температуры на степень восстановления золотосодержащих огарков при постоянных расходе кокса и состава шихты. были проведены эксперименты в высокотемпературной печи Nabertherm (Германия) (рисунок 20) в интервале температур 1350-1500 °С, выдержке при

этих температурах 1 ч, с навеской шихты 110 г. Из этой серии экспериментов в таблицах 26 и 27 приведены условия проведения, выходы продуктов и химические составы продуктов трех сдвоенных тигельных плавков процессов восстановления огарков. Состав используемого шлака указан в таблице 25. В качестве восстановителя использовался кокс с содержанием углерода не менее 97 %. Восстановительные плавки проводили в алундовых тиглях, которые для предотвращения вторичного окисления шихты, накрывали графитовой крышкой. Тигли с навеской устанавливали в холодную камеру печи и в течение двух часов нагревали ее до достижения заданной температуры плавки.

Состав шихты в трех экспериментах был одинаковым и рассчитан на полное восстановление железа из огарка. В результате этих экспериментов, в процессе восстановления расплава были получены два продукта – шлак и металлизированная фаза. Во всех экспериментах было достигнуто хорошее разделение этих продуктов. В металлизированную фазу помимо железа также переходят благородные и цветные металлы. Для получения достаточного для химического анализа количества продуктов, опыты проводились в двух тиглях и объединённые пробы этих материалов анализировались на основные компоненты.

Как видно также из таблицы 26, влияние температуры на степень восстановления огарка изучалось в интервале температур 1350 – 1450 °С. При этом основным изучаемым параметром процесса восстановления был выход металлизированной фазы, который находился в пределах 8,81 – 15,02 %.

Отсюда видно, что наиболее полное восстановление расплава достигается при температурах 1400 – 1450 °С. Исходя из этого, для дальнейших экспериментов принята оптимальная температура 1400 °С.

Химические составы продуктов восстановления шихт всех трех сдвоенных плавков приведены в таблице 27.

Из этих данных видно, что получаемые шлаковые расплавы как по шлакообразующим оксидам, так и по содержанию металлов характеризуются устойчивыми составами. Содержание благородных металлов в шлаках составило: золота – 0,1 г/т и серебра – 2,48-2,68 г/т. Однако, содержание этих же металлов в металлизированной фазе по данным химического анализа колебалось в довольно широких пределах: золота – 147,5 – 251,4 г/т и серебра 110,14 – 184,21 г/т. Такие результаты, как нами отмечалось неоднократно в опубликованных работах [122, 123], явились следствием отсутствия методик надежного определения содержаний золота и серебра в штейновых и металлических расплавах, содержащих очень высокое содержание железа (60 – 75 %).

Для оценки степени восстановления шихты в зависимости от температуры нами взято изменение выхода основного компонента металлизированной фазы.

Таблица 26 – Составы шихты, вес и выходы продуктов плавки

№ опы-та	№ тигля	Состав шихты	Вес шихты		Т, °С	Вес и выходы продуктов плавки от веса шихты					
			г	%		металл. фаза		шлак		возгоны	
						г	%	г	%	г	%
1	1	Огарок	52,5	47,72	1350	10,02	9,1	80,07	72,79	19,91	18,11
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	2	Огарок	52,5	47,72							
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	Всего	220	100	19,38	8,81	161,04	73,2	39,58	17,99		
2	1	Огарок	52,5	47,72	1400	15,69	14,26	74,04	67,31	20,27	18,43
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	2	Огарок	52,5	47,72							
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	Всего	220	100	32,54	14,79	146,29	66,5	41,17	18,71		
3	1	Огарок	52,5	47,72	1450	16,98	15,43	71,71	65,2	21,31	19,37
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	2	Огарок	52,5	47,72							
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	Всего	220	100	33,05	15,02	144,34	65,61	42,61	19,37		

Таблица 27 – Результаты химического анализа продуктов плавки

№ оп.	Продукты плавки (№ пробы)	Содержание											
		г/т		%									
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
1	Металл. фаза (№ 227)	251,4	184,21	2,56	65,4 3	10,1 9	0,79	6,42	-	-	-	-	-
	Шлак (№234)	0,1	2,68	0,1218	19,4 9	0,87	0,019	0,15	31,89	21,05	9,57	1,34	4,65
2	Металл. фаза (№228)	149,82	111,55	1,7	73,8	15,6 6	1,58	4,24	-	-	-	-	-
	Шлак (№235)	0,1	2,56	0,1218	23,6 7	0,35	0,017	0,02	33,92	21,59	10,02	0,96	4,49
3	Металл. фаза (№ 229)	147,5	110,14	1,46	74,1 2	13,3	0,79	4,16	-	-	-	-	-
	Шлак (№236)	0,1	2,48	0,1218	23,9 2	0,56	0,017	0,13	34,70	22,12	12,20	0,19	4,93

На рисунках 38 и 39 представлены результаты экспериментальных данных зависимости степени восстановления от температуры в виде ее влияния на выход металлизированной фазы (рисунок 38) и содержания железа металлизированной фазе (рисунок 39).

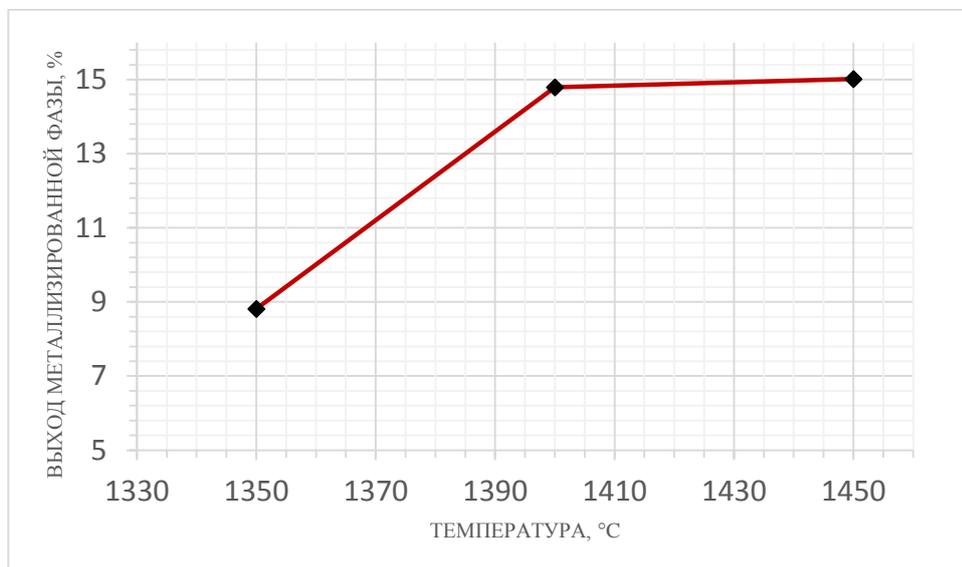


Рисунок 38 - Влияние температуры на степень восстановления огарка

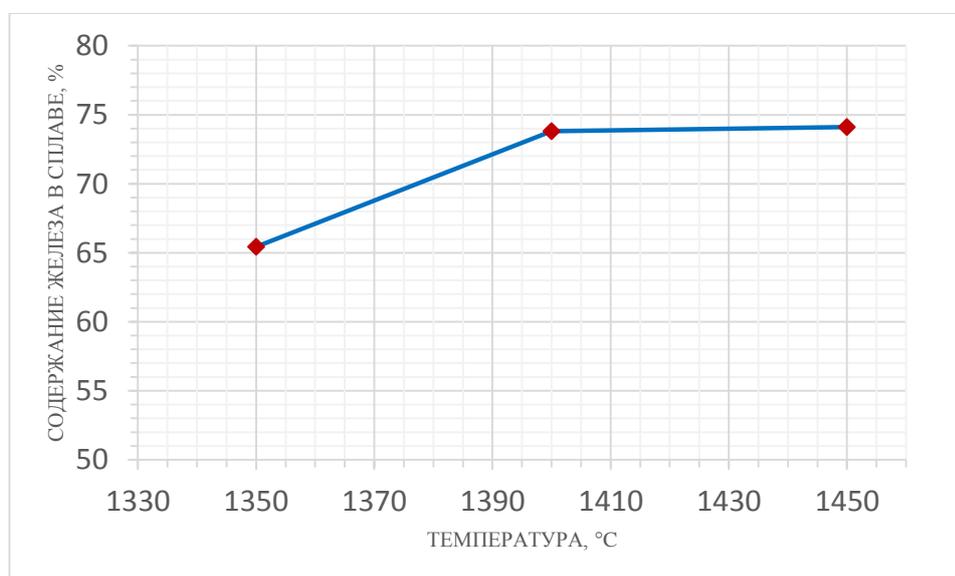


Рисунок 39 – Влияние температуры на содержание железа в сплаве

В таблице 28 представлено распределение золота и серебра по продуктам восстановительных плавов, определенное по разности $Me_{\text{шихты}} - Me_{\text{шлака}} = Me_{\text{сплава}}$. По этим данным извлечение в металлизированную фазу составило: золота – 99,67-99,71 % и серебра – 89,25-91,0 %.

Таблица 28 – Распределение золота и серебра по продуктам опытных восстановительных плавков

№ оп.	Материал	Вес, г	Au			Ag		
			г/т	г	распр., %	г/т	г	распр., %
1	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,75	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,24	0,000012	0,25	0,98	0,0001	2,5
	Кокс	10	-			-		
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	19,38	251,4	0,004873	99,67	184,21	0,00357	89,25
	Шлак	161,04	0,1	0,000016	0,33	2,68	0,00043	10,75
	Газы	39,58	-					
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100
2	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,75	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,24	0,000012	0,25	0,98	0,0001	2,5
	Кокс	10						
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	32,54	149,82	0,004875	99,71	111,55	0,00363	90,75
	Шлак	144,29	0,1	0,000014	0,29	2,56	0,00037	9,25
	Газы	43,17						
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100
3	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,75	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,24	0,000012	0,25	0,98	0,0001	2,5
	Кокс	10						
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	33,05	147,5	0,004875	99,71	110,14	0,00364	91
	Шлак	144,34	0,1	0,000014	0,29	2,48	0,00036	9
	Газы	42,61						
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100

Таким образом, из представленных выше данных можно сделать вывод о том, что при наиболее полном восстановлении шихты, достигаемом при температурах 1400 – 1450 °С, выход металлизированной фазы составит 14,79-15,02 %, а содержание железа в ней в пределах 73,8-74,12 %.

В целом полученные в данном разделе результаты могут быть использованы при решении проблем извлечения золота и других металлов из огарков обжига золотосодержащих концентратов и руд, используемого на ряде зарубежных предприятий. [124-126].

4.2 Экспериментальное определение влияния расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре

Экспериментальное определение влияния расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре 1400 °С проводилось с использованием высокотемпературной печи Nabertherm (Германия) (рисунок 20).

Для проведения исследований по восстановительной плавке полученного огарка (проба № 221, таблица 25) были проведены 4 серии опытов на высокотемпературной камерной печи с программным регулированием температуры при постоянной температуре - 1400 °С, выдержке 1 час. В качестве флюса использовался шлак с высоким содержанием SiO_2 – 54,80 %, полученный нами при укрупненной балансовой плавке золотосодержащей руды месторождения «Саяк-4 золото-кобальтовый» с добавкой в качестве сульфидизатора Жезкентского медного концентрата на индукционной печи (Россия) при температуре 1350 °С (проба № 25, таблица 25). В качестве восстановителя использовался кокс с содержанием углерода не менее 97 %. Условия проведения опытных плавков данных серий, выходы продуктов приведены в таблице 29.

Плавки проводили в алундовых тиглях, которые для предотвращения вторичного окисления шихты, накрывали графитовой крышкой, 4 тигля с навеской устанавливали в холодную камеру печи и в течение двух часов нагревали до достижения заданной температуры плавки. Добавка кокса 3,68; 2,78; 1,86; 0,94 % от веса шихты рассчитывалась на степень восстановления железа в металлизированной фазе 80, 60, 40 и 20 %, соответственно.

Данная серия опытных плавков проводилась для определения влияния количества восстановителя на степень восстановления огарка. В данном случае, как это показано на рисунке 40, степень восстановления представлена в виде зависимости выхода металлизированной фазы от расхода восстановителя при 1400 °С. При этом, с уменьшением расхода кокса, уменьшается и степень восстановления металлизированной фазы и сокращается ее выход. Чем меньшее количество металлизированной фазы будет получено, тем она будет более концентрированной по благородным металлам. Поэтому можно рекомендовать минимальный расход кокса.

В результате проведенных испытаний получены металлизированная фаза и шлак, причем выход металлизированной фазы уменьшался от 11,81 до 2,68 %, а выход шлака – увеличивался от 70,46 до 82,95 %.

Таблица 29 – Условия проведения и выходы продуктов экспериментальных тигельных плавок по определению влияния расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре 1400 °С

№ опыта	№ тигля	Состав шихты	Вес шихты		Вес и выходы продуктов плавок от веса шихты					
			г	%	металл. фаза		шлак		возгоны	
					г	%	г	%	г	%
4	1	Огарок (№ 221)	52,5	48,16	12,74	11,69	76,85	70,5	19,41	17,81
		Шлак (№24)	52,5	48,16						
		Кокс	4	3,68						
			109	100						
	2	Огарок (№ 221)	52,5	48,16	13,02	11,95	76,77	70,43	19,21	17,62
		Шлак (№24)	52,5	48,16						
		Кокс	4	3,68						
			109	100						
		Всего	218	100	25,76	11,81	153,62	70,47	38,62	17,72
5	1	Огарок (№ 221)	52,5	48,61	9,44	8,74	81,22	75,2	17,34	16,06
		Шлак (№25)	52,5	48,61						
		Кокс	3	2,78						
			108	100						
	2	Огарок (№ 221)	52,5	48,61	10,46	9,68	80,65	74,68	16,89	15,64
		Шлак (№25)	52,5	48,61						
		Кокс	3	2,78						
			108	100						
		Всего	216	100	19,9	9,21	161,87	74,94	34,23	15,85
6	1	Огарок (№ 221)	52,5	49,07	6,72	6,28	82,88	77,46	17,4	16,26
		Шлак (№25)	52,5	49,07						
		Кокс	2	1,86						
			107	100						
	2	Огарок (№ 221)	52,5	49,07	6,82	6,37	84,35	78,83	15,83	14,8
		Шлак (№25)	52,5	49,07						
		Кокс	2	1,86						
			107	100						
		Всего	214	100	13,54	6,33	167,23	78,14	33,23	15,53
7	1	Огарок (№ 221)	52,5	49,53	3,14	2,96	87,7	82,74	15,16	14,3
		Шлак (№25)	52,5	49,53						
		Кокс	1	0,94						
			106							
	2	Огарок (№ 221)	52,5	49,53	2,55	2,4	88,17	83,18	15,28	14,42
		Шлак (№25)	52,5	49,53						
		Кокс	1	0,94						
			106	100						
		Всего	212	100	5,69	2,68	175,87	82,96	30,44	14,36

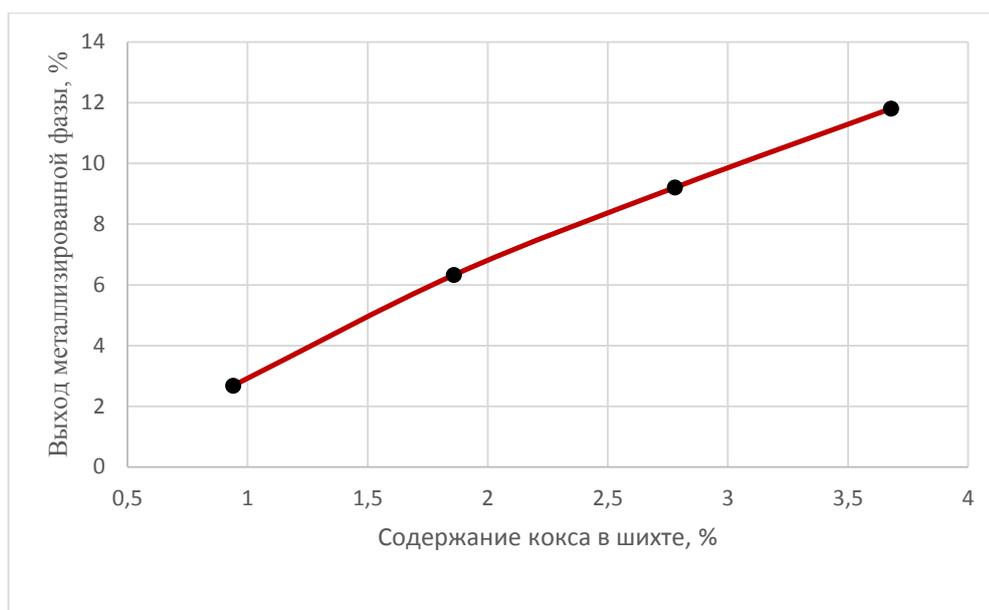


Рисунок 40 – Влияние расхода кокса на выход металлизированной фазы

Результаты химического анализа продуктов плавки данной серии приведены ниже в таблице 30.

Таблица 30 – Результаты химического анализа продуктов опытных плавки, проведенных с целью изучения влияния расхода кокса на степень восстановления огарка

№ опы та	Продукты плавки (№ пробы)	Содержание											
		г/т		%									
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
4	Металл. фаза (№ 230)	189,2	139,75	2,19	77,98	17,41	0,53	4,64	-	-	-	-	-
	Шлак (№237)	0,1	2,62	0,12 2	18,1	0,48	0,021	0,065	33,22	18,92	11,30	2,68	4,65
5	Металл. фаза (№ 231)	245,8	180,9	2,56	50,13	19,33	0,32	5,98	-	-	-	-	-
	Шлак (№238)	0,1	2,64	0,12 2	25,76	0,91	0,018	0,23	23,20	18,92	12,07	1,34	4,49
6	Металл. фаза (№ 232)	360,7	258,5	3,41	64,06	18,72	0,79	6,42	-	-	-	-	-
	Шлак (№239)	0,1	3,06	0,12 2	25,06	0,74	0,016	0,22	28,98	11,73	-	6,52	4,17
7	Металл. фаза (№233)	808,1	544,8	6,82	54,31	19,38	0,79	6,68	-	-	-	-	-
	Шлак (№241)	0,22	3,06	0,12 2	25,07	1,05	0,024	0,14	28,34	17,32	9,51	1,91	3,91

Из таблицы 30 видно, что с уменьшением выхода металлизированной фазы она закономерно обогащается металлами: золотом от 189,2 до 808,1 г/т, серебром от 139,75 до 544,8 г/т и медью от 2,19 до 6,82 %, что свидетельствует о возможности закономерного регулирования содержаний этих металлов в металлизированном сплаве изменением содержания кокса в шихте.

В таблице 31 представлено распределение золота и серебра по продуктам плавки 4-7. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу составило: Au – 93,7-99,69 %; Ag – 77,5-90,0 %.

Таблица 31 – Распределение золота и серебра по продуктам плавки

№№ оп.	Материал	Вес, г	Au			Ag		
			г/т	г	распр., %	г/т	г	распр., %
4	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,75	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,24	0,000012	0,25	0,98	0,0001	2,5
	Кокс	10	-			-		
	Всего	218		0,004889	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	25,76	189,2	0,004874	99,69	139,75	0,0036	90
	Шлак	153,62	0,1	0,000015	0,31	2,62	0,0004	10
	Газы	38,62						
Всего	218		0,004889	100		0,004	100	
5	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,37	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,3	0,000031	0,63	1,02	0,0001	2,5
	Кокс	6	-					
	Всего	216		0,004908	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	19,9	245,8	0,004892	99,67	180,9	0,0036	90
	Шлак	161,87	0,1	0,000016	0,33	2,64	0,0004	10
	Газы	34,23						
Всего	216		0,004908	100		0,004	100	
6	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,37	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,3	0,000031	0,63	1,02	0,0001	2,5
	Кокс	4						
	Всего	214		0,004908	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	13,54	360,7	0,004891	99,65	258,5	0,0035	87,5
	Шлак	167,23	0,1	0,000017	0,35	3,06	0,0005	12,5
	Газы	33,23						
Всего	214		0,004908	100		0,004	100	
7	ЗАГРУЖЕНО							
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,37	36,8	0,0039	97,5
	Шлак	105	0,3	0,000031	0,63	1,02	0,0001	2,5
	Кокс	2						
	Всего	212		0,004908	100		0,004	100
	ПОЛУЧЕНО							
	Металл. фаза	5,69	808,1	0,004598	93,7	544,8	0,0031	77,5
	Шлак	175,87	1,79	0,000031	6,3	5,04	0,0009	22,5
	Газы	30,44						
Всего	212		0,004908	100		0,004	100	

4.3 Экспериментальное определение оптимальных составов шлаков и металлических сплавов-коллекторов золота при постоянных температурах и расходах кокса в условиях восстановительной плавки огарков

Изучению процесса восстановительной плавки золотосодержащих огарков с получением коллекторного для золота металлического сплава была посвящена работа Н.С. Омаровой [25].

Однако, в этой работе для восстановительной плавки золотосодержащего огарка была использована довольно сложная по составу шихта, содержащая, кроме основного компонента, известняк, сульфат кальция, оборотный шлак и коксовую мелочь.

В данной работе нами для опытных плавков восстановительной плавки золотосодержащих огарков с выделением коллекторного для благородных металлов сплава был использован лишь высоко-кремнеземистый шлак, полученный при лабораторных СПС-плавках упорной руды коренной руды месторождения Саяк IV. В качестве восстановителя применялся кокс.

Составы исходных материалов, использованных для восстановления металлов из огарков представлены в таблице 32.

Таблица 32 – Химический состав исходных материалов по основным компонентам

№ проб	Наименование материала	Содержание												
		г/т		%										
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	Co	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
221	Огарок	46,45	36,8	0,49	44,5	13,26	0,16	-	3,15	-	-	-	-	-
24	Шлак	0,24	0,98	0,031	2,22	0,88	0,014	0,001	0,22	55,18	22,79	8,22	0,79	7,92

Методика проведения опытных плавков данной серии была аналогичной той, описанной в предыдущих разделах. С целью набора необходимых количеств продуктов опытов для физико-химических анализов шихты проводились в двойных тиглях.

В таблице 33 приведены условия проведения опытных плавков по восстановлению золотосодержащих огарков и выходы продуктов экспериментов. Химические составы полученных продуктов опытных плавков представлены в таблице 34, а в таблице 35 дано распределение металлов между продуктами опытных плавков.

Таблица 33 – Условия проведения опытных восстановительных плавов и выходы продуктов плавов

№ опыта	№ тигля	Состав шихты	Вес шихты		Т, °С	Вес и выходы продуктов плавов от веса шихты					
			г	%		металл. фаза		шлак		возгоны	
						г	%	г	%	г	%
1	1	Огарок	52,5	47,72	1400	15,69	14,26	74,04	67,31	20,27	18,43
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
	2	Огарок	52,5	47,72		16,85	15,32	72,25	65,68	20,9	19
		Шлак	52,5	47,72							
		Кокс	5	4,56							
			110	100							
		Всего	220	100		32,54	14,79	146,29	66,5	41,17	18,71
	2	1	Огарок	44		40	1400	14,60	13,27	76,40	69,46
Шлак			61	55,45							
Кокс			5	4,55							
			110	100							
2		Огарок	44	40	14,42	13,11		77,58	70,53	18,00	16,36
		Шлак	61	55,45							
		Кокс	5	4,55							
			110	100							
		Всего	220	100	29,02	13,19		153,98	69,99	37	16,82
3		1	Огарок	38,5	35	1400		11,78	10,71	81,22	73,84
	Шлак		66,5	60,45							
	Кокс		5	4,55							
			110	100							
	2	Огарок	38,5	35	11,28		10,26	81,72	74,29	17,00	15,45
		Шлак	66,5	60,45							
		Кокс	5	4,55							
			110	100							
		Всего	220	100	23,06		10,48	162,94	74,07	34,00	15,45

Таблица 34 – Результаты химического анализа продуктов плавов по основным компонентам

№ оп.	Продукты плавов)	Содержание										
		г/г		%								
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	B ₂ O ₃
1	Металл. фаза	149,82	111,55	1,7	73,8	15,66	1,58	4,24	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,56	0,1218	23,67	0,35	0,017	0,02	33,92	21,59	10,02	4,49
2	Металл. фаза	141,76	105,10	1,42	45,23	15,34	1,46	4,51	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,27	0,046	23,67	0,33	0,017	0,02	34,21	23,11	10,01	4,51
3	Металл. фаза	156,33	118,8	1,82	38,06	15,71	1,47	4,32	-	-	-	-
	Шлак	0,1	1,59	0,05	25,49	0,37	0,016	0,02	35,67	24,15	11,07	3,02

Таблица 35 – Распределение металлов по продуктам опытных восстановительных плавов золотосодержащего огарка при 1400°С

№ оп.	Материал	Вес, г	Au			Ag			Cu		Fe	
			г/т	г	распр., %	г/т	г	распр., %	г	распр., %	г	распр., %
1	ЗАГРУЖЕНО											
	Огарок	105	46,45	0,004877	99,75	36,8	0,0039	97,5	0,46	93,97	46,725	95,25
	Шлак	105	0,24	0,000012	0,25	0,98	0,0001	2,5	0,0295	6,03	2,331	4,75
	Кокс	10										
	Всего	220		0,004889	100		0,004	100	0,4895	100	49,056	100
	ПОЛУЧЕНО											
	Металл. фаза	32,54	149,82	0,004875	99,71	111,55	0,00363	90,75	0,3138	64,1	14,903	30,38
	Шлак	144,29	0,1	0,000014	0,29	2,56	0,00037	9,25	0,1757	35,9	34,153	69,62
Газы	43,17											
Всего	220		0,004889	100		0,004	100	0,4895	100	49,056	100	
2	ЗАГРУЖЕНО											
	Огарок	88	46,45	0,004088	99,01	36,8	0,0032	94,1		95,43	46,725	94,25
	Шлак	122	0,34	0,000041	0,99	1,8	0,0002	5,9	0,022	4,57	2,85	5,75
	Кокс	10										
	Всего	220		0,004129	100		0,0034	100	0,482	100	49,575	100
	ПОЛУЧЕНО											
	Металл. фаза	29,02	141,76	0,004114	99,64	105,10	0,00305	89,7	0,411	85,27	13,125	26,47
	Шлак	153,98	0,1	0,000015	0,36	2,27	0,00035	10,3	0,071	14,73	36,45	73,53
Газы	37											
Всего	220		0,004129	100		0,0034	100	0,482	100	49,575	100	
3	ЗАГРУЖЕНО											
	Огарок	77	46,45	0,003577	98,78	36,8	0,0028	94,1	0,46	91,63	46,725	32,88
	Шлак	133	0,33	0,000044	1,22	1,72	0,0002	5,9	0,042	8,37	3,58	7,12
	Кокс	10										
	Всего	220		0,003621	100		0,003	100	0,502	100	50,305	100
	ПОЛУЧЕНО											
	Металл. фаза	23,06	156,33	0,003605	99,56	118,8	0,00274	91,4	0,42	83,66	8,775	17,44
	Шлак	162,94	0,1	0,000016	0,44	1,59	0,00026	8,6	0,082	16,34	41,53	82,56
Газы	34											
Всего	220		0,003621	100		0,003	100	0,502	100	50,305	100	

По результатам вышеприведенных опытных восстановительных плавкокзолотосодержащего огарка можно сформулировать ряд выводов:

- в условиях опытных плавкок по восстановлению золотосодержащих огарков было хорошее разделение расплава на шлак и металлический сплав, выхода которых во всех трех опытных плавках закономерно изменялись с увеличением доли шлака в шихте в пределах, %: металлического сплава от 14,79 до 10, 48% и шлака от 66,50 до 74,07 %;

- на основании проведенных экспериментов оптимальными составами шлаков следует считать расплавы, содержащие, %: 33-35 SiO₂; 20-25 CaO; около 10 Al₂O₃; 0,10 г/т Au и 2,0 г/т Ag; Оптимальным составам металлических сплавов соответствуют следующие их составы, %: 70-75 Fe; 1-2 Cu; 145-150 г/т Au и 100-120 г/т Ag;

- как видно из таблицы 35 почти в условиях трех опытных плавкок устойчивые степени извлечения металлов в коллекторные сплавы, %: 99,56-99,75 Au; 89,70-90,75 Ag; 64,10-85,37 Cu. железо в основном переходит в шлаки (69,62-82,56 %).

4.4 Проведение укрупненных балансовых опытов при оптимальных параметрах восстановительной плавки золотосодержащих огарков с определением распределения золота, серебра и других компонентов по продуктам плавкок.

Данная серия опытных балансовых восстановительных плавкок золотосодержащих огарков с выделением коллекторного металлического сплава проводилась с целью подтверждения данных по распределению металлов, полученных в разделе 4.3 с использованием малых навесок шихты. При этом несколько отличались составы исходных материалов (таблица 36)

В отличие от методики экспериментов раздела 4.3, балансовые плавки с восстановлением золотосодержащего огарка проводились в графитовых тиглях.

Таблица 36 – Химический состав исходных материалов по основным компонентам

№ проб	Наименование материала	Содержание												
		г/т		%										
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	Co	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
268	Огарок	27,45	8,4	0,487	50,13	13,26	0,34	-	-	-	-	-	-	-
42с	Шлак	0,34	1,8	0,018	2,34	0,64	0,018	0,008	0,1	47,38	28,28	8,29	0,59	0,60

Условия проведения двух укрупненных балансовых плавкок с навесками шихты 500 г и выходы продуктов экспериментов приведены в таблице 37, а в таблице 38 – химические составы продуктов балансовых опытов.

В таблице 39 представлено распределение металлов по продуктам балансовых плавкок.

Таблица 37 – Условия проведения и выходы продуктов балансовых опытных плавков золотосодержащего огарка при 1400 °С

№ опыта	Состав шихты	Вес шихты		Т, °С	Вес и выходы продуктов плавков от веса шихты					
		г	%		металл. фаза		шлак		возгоны	
					г	%	г	%	г	%
1	Огарок	238,6	47,72	1400	120,91	24,18	224,09	44,82	155	31
	Шлак	238,6	47,72							
	Кокс	22,8	4,56							
	Всего	500	100							
2	Огарок	238,6	47,72		137,72	27,54	158,28	31,66	204	40,8
	Шлак	238,6	47,72							
	Кокс	22,8	4,56							
	Всего	500	100							

Таблица 38 – Химические составы продуктов балансовых плавков золотосодержащего огарка при 1400 °С

№ опыта	№ проб	Наименование материала	Содержание										
			г/г		%								
			Au	Ag	Cu	Fe	S	As	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
1	269	Металл. фаза	48,55	7,5	0,39	88,76	3,19	0,46	-	-	-	-	-
	271	Шлак	0,58*	3,0	0,02 1	8,36	0,29	0,01	43,20	32,25	5,27	1,15	4,00
2	270	Металл. фаза	45,66	3,7	0,39	85,91		0,44	-	-	-	-	-
	272	Шлак	0,41*	2,3	0,00 1	11,14	0,81	0,01 2	33,32	36,51	4,62	1,72	3,25

* Содержание Au в шлаках определялось пробирно-гравиметрическим методом

Таблица 39 – Распределение металлов по продуктам плавков

№ оп.	Материал	Вес, г	Au			Ag			Fe	
			г/г	г	распр., %	г/г	г	распр., %	г	распр., %
1	ЗАГРУЖЕНО									
	Огарок	238,6	27,45	0,006549	98,78	8,4	0,002004	82,37	119,61	95,54
	Шлак	238,6	0,34	0,000081	1,22	1,8	0,000429	17,63	5,58	4,46
	Кокс	22,8								
	Всего	500		0,00663	100		0,002433	100	125,19	100
	ПОЛУЧЕНО									
	Металл. фаза	120,91	53,76	0,0065	98,04	14,56	0,001761	72,38	107,18	85,61
	Шлак	224,09	0,58	0,00013	1,96	3,0	0,000672	27,62	18,73	14,39
	Газы	155								
	Всего	500		0,00663	100		0,002433	100	125,19	100
2	ЗАГРУЖЕНО									
	Огарок	238,6	27,45	0,006549	98,78	8,4	0,002004	82,37	119,61	95,54
	Шлак	238,6	0,34	0,000081	1,22	1,8	0,000429	17,63	5,58	4,46
	Кокс	22,8								
	Всего	500		0,00663	100		0,002433	100	125,19	100
	ПОЛУЧЕНО									
	Металл. фаза	137,72	47,67	0,006565	99,02	15,03	0,00207	85,08	107,56	85,92
	Шлак	158,28	0,41	0,000065	0,98	2,3	0,000364	14,92	17,63	14,08
	Газы	204								
	Всего	500		0,00663	100		0,002433	100	125,19	100

Как видно из данных таблиц 37-39, в условиях балансовых плавов выходы металлических сплавов почти в два раза превышают таких данных, полученных в разделе 4.3. Такое же положение с содержаниями благородных металлов в металлической фазе. Эти отличия вполне можно объяснить проведением опытов балансовых плавов в графитовых тиглях, когда в процессе восстановления металлов из огарка наряду с коксом в шихте участвует и углерод тигля. Об этом же свидетельствует повышенное содержание железа в металлическом сплаве – 85,91-88,76 %.

Как следует из данных таблицы 39 при высоких данных по извлечению золота в сплав (98,04-99,02 %), извлечение серебра в металлическую фазу находилось в пределах 72,38-85,08 %, что может быть следствием сильно восстановительных условий экспериментов [127] и низкими исходными содержаниями металла в исходных материалах.

4.5 Выводы по 4 главе

Результаты опытов по изучению влияния температуры на степень восстановления золотосодержащих огарков показали, что наиболее полно процесс восстановления протекает при температурах 1400 – 1450 °С. При этом выход металлизированной фазы находится в пределах 13-15 %, а содержание железа в ней составляет в среднем 71 %. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу в зависимости от степени восстановления огарка изменяется незначительно и составляет для золота 99,71-99,75 %, для серебра – 89,25-91,0 %.

Экспериментальное определение расхода кокса на степень восстановления огарка показало возможность закономерного регулирования содержаний металлов в металлизированном сплаве путем изменения его содержания в шихте. С уменьшением выхода металлизированной фазы она закономерно обогащается металлами в пределах: золота – 189,2-808,1 г/т, серебра 139,75-544,8 г/т и меди – 2,19-6,82 %. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу составило: Au – 93,7-99,69 %; Ag – 77,5-90,0 %.

В условиях опытных восстановительных плавов золотосодержащих огарков установлены оптимальные составы шлаков, содержащих, %: 33-35 SiO₂, 20-25 CaO, около 10,0 Al₂O₃, 0,10 г/т Au и около 2,0 г/т Ag и металлических сплавов, содержащих: 70-75 % Fe, 1-2 Cu %, 145-150 г/т Au и 100-120 г/т Ag. В этих условиях балансовых плавов извлечение металлов в коллекторный сплав составило, %: Au – 97,43-98,37; Ag – 72,38-85,08.

На основании приведенного выше комплекса пирометаллургических способов вскрытия упорных коренных руд золота предложена технологическая схема полной пирометаллургии золота (рисунок 41).

Технологическая схема СПС-процесса полной пирометаллургической переработки упорного золотосодержащего сырья

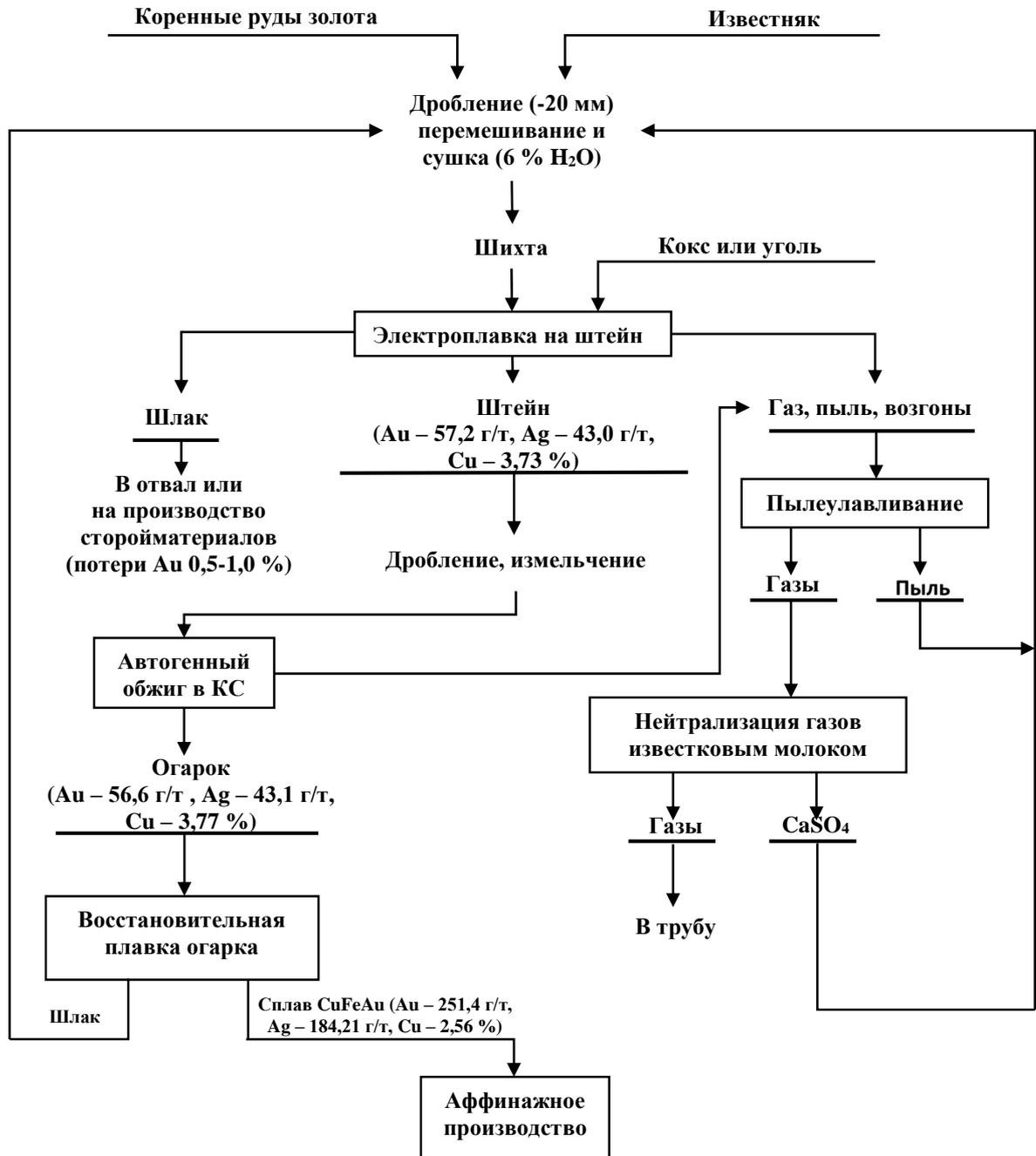


Рисунок 41 – Технологическая схема СПС-процесса пирометаллургической переработки особоупорного золотосодержащего сырья

В условиях опытных восстановительных плавков [128] золотосодержащих огарков установлены оптимальные составы шлаков, содержащих, %: 33-35 SiO₂, 20-25 CaO, около 10,0 Al₂O₃, 0,10 г/т Au и около 2,0 г/т Ag и металлических сплавов, содержащих: 70-75 % Fe, 1-2 Cu %, 145-150 г/т Au и 100-120 г/т Ag. В этих условиях балансовых плавков извлечение металлов в коллекторный сплав составило, %: Au – 97,43-98,37; Ag – 72,38-85,08.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы по результатам диссертационных исследований.

По материалам выполненной работы можно выделить отдельные положения и основные результаты исследований по изучению процессов прямого восстановления металлов из упорных руд золота, пирометаллургического обогащения по благородным металлам коллекторных для них штейнов, обжига последних и жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков.

Для проведения вышеуказанных экспериментов были подготовлены следующие исходные материалы:

- коллекторный штейн, полученный при опытных плавках богатой золотом бақырчикской коренной руды золота, и содержащий 52,9 г/т золота и 41,77 г/т серебра;

- золотосодержащий огарок, полученный при окислительном обжиге коллекторного штейна и содержащий 46,45 г/т золота;

- шлаки, полученные при укрупненных балансовых плавках золотосодержащей руды месторождения Саяк IV с добавкой в качестве сульфидизатора жезкентского медного концентрата, с содержанием SiO_2 свыше 54 %.

Были получены и исследованы штейны следующего состава: : $\text{Cu}_9\text{Fe}_9\text{S}_{16}$ (моихукит), $\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ (гидроксид меди), FeS (троилит), CaS (олдхамит), $\text{Cu}_{1,1}\text{Fe}_{1,1}\text{S}_2$ (талнахит), CaFe_2O_4 (хармунит), ZnS (сфалерит), CuAsS (лаутит), PbS (галенит), CuFe_2S_3 (изокубанит) с содержанием меди 3,73, 6,45 и 13,15 %. Установлено, что содержание золота в полученных при этом шлаках не зависит от состава штейна. Установлено также, что увеличение выхода штейна не приводит к повышению содержания золота в шлаках.

Дифференциально термическими исследованиями были установлены полиморфные превращения штейна прямой плавки руды с фазовыми переходами средней и низкой интенсивности с максимальным развитием при 140, 686, 761 °C соответствующие FeS, Fe_2O_3 и Fe^0 .

Установлена температура плавления штейна прямой плавки руды в интервале 900-1200 °C. Полученные составы штейнов методом прямой плавки руды обеспечивают извлечение до: 98 % Au, 97 % Ag и 95 % Cu;

Результаты опытов по изучению обжига исследуемых штейнов в интервале температур 600-900 °C без циркуляции потока окислительной газовой фазы показали возможность снижения содержания в огарках: серы до 4,89%, мышьяка до 0,21 % и углерода до 1,5 %.

Электронно-зондовыми исследованиями огарков установлено, что они образуются новообразованиями в виде соединений FeO_2 , составляющего около 75-77 % и новообразованным минералом ольдгамитом с формулой CaS, составляющего 10 %

Исследованиями влияния температуры и содержания кислорода в газовой фазе на степень окисления коллекторных для золота штейнов показано, что оптимальная температура обжига находится в диапазоне 700-800 °C, а с ростом

содержания концентрации кислорода достигается максимальная степень процесса окисления штейнов.

Дифференциально термическим анализом установлено, что температура плавления огарков с появлением жидкой фазы составила – 1241°C, что определило температуру дальнейшей восстановительной плавки;

Результаты опытов по изучению влияния температуры на степень восстановления золотосодержащих огарков показали, что наиболее полно процесс восстановления протекает при температурах 1400 – 1450 °С. При этом выход металлизированной фазы находится в пределах 13-15 %, а содержание железа в ней составляет в среднем 71 %. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу в зависимости от степени восстановления огарка изменяется незначительно и составляет для золота 99,71-99,75 %, для серебра – 89,25-91,0 %.

При восстановительной плавке огарков было определено, что с уменьшением выхода металлизированной фазы она закономерно обогащается металлами: золотом от 189,2 до 808,1 г/т, серебром от 139,75 до 544,8 г/т и медью от 2,19 до 6,82 %, что свидетельствует о возможности закономерного регулирования содержаний этих металлов в металлизированном сплаве путем изменением степени восстановления огарка. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу составило: Au – 93,7-99,69 %; Ag – 77,5-90,0 %.

Экспериментально методом жидкофазной восстановительной плавки огарка определен оптимальный состав шлака: SiO₂ – 33-35 %; CaO – 20-25 %; около Al₂O₃ – 10 %; Au – 0,1 г/т и Ag – 2,0 г/т, который обеспечивает низкие потери металлов при получении металлических сплавов, содержащих %: 70-75 Fe; 1-2 Cu; 145-150 г/т Au и 100-120 г/т Ag. В этих условиях балансовых плавков извлечение металлов в коллекторный сплав составило, %: Au – 97,43-98,37; Ag – 72,38-85,08.

Разработан процесс жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков с получением металлизированной фазы, при этом золото, серебро и медь на 95-98 % переходят в расплав, выход которого от веса шихты составит 5-15 % в результате почти десятикратного сокращения объемов исходной шихты.

На основании приведенного выше комплекса пирометаллургических способов вскрытия упорных коренных руд золота предложена технологическая схема полной пирометаллургической переработки упорного золотосодержащего сырья.

Оценка полноты решений поставленных задач. Таким образом, задачи, поставленные в работе, решены в полной мере и соответствуют современному уровню требований научно–исследовательским работам, при этом:

- проведены физико-химические исследования свойств и составов, полученных в ходе исследования штейнов, огарков и металлизированной фазы;
- проведены лабораторные тигельные плавки упорных руд золота с сульфидными медными концентратами с определением оптимальных выходов и составов золотосодержащих штейнов;
- установлены технологические параметры процесса обжига сульфидных коллектирующих золото систем;

– разработан процесс жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков с получением металлизированной фазы

Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию результатов. Полученные экспериментальные данные по процессам прямого восстановления упорных руд золота, обогащение штейнов золотом и жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков использованы для технологических параметров переработки упорных руд золота методом СПС-процесса и представлены в виде технологического регламента (Приложение Г) для полупромышленных испытаний предлагаемой технологии.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения.

Пирометаллургическая технология переработки коренных руд золота и коллекторных золотосодержащих штейнов обеспечивает 95%-ное извлечение золота. Переработка таких штейнов существующими гидрометаллургическими методами обеспечивает извлечение золота не выше 70 %. Таким образом, при использовании пирометаллургической переработки золотосодержащих штейнов дополнительно будет получено на 20-25 % больше золота. Дополнительная прибыль будет зависеть от производительности и содержания золота в перерабатываемых штейнах.

Были проведены предварительные технико-экономические расчеты планируемого производства (Приложение В), которые показали прибыльность технологии.

Технико-экономические сведения комплексной переработки упорных золотосодержащих руд, полученных в результате научных исследований приняты для расчета Технологического регламента (Приложение Г) по теме проекта: «Исследование и разработка технологических параметров новых процессов извлечения золота и цветных металлов из коллекторных сульфидных и металлических расплавов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота».

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области

Результаты диссертационных исследований соответствуют современному научно-техническому уровню. Основные экспериментальные исследования получены с использованием современного технологического оборудования, методик и физико-химических методов анализа.

Научно-технический уровень выполненной диссертационной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области определяется созданием нового бесцианидного способа извлечения золота из них, обеспечивающего высокое извлечение золота (95-98 %) в общей технологии плавки упорных руд методом СПС-процесса, минуя их обогащение. Процесс полной пирометаллургической переработки упорных коренных руд золота, с получением огарков от обжига золотосодержащих штейнов и последующим жидко-фазным восстановлением огарков является новой технологией, отсутствующей в мировой практике золотодобычи.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1 Разработка и испытание в лабораторных условиях новых процессов, коллекторных для золота продуктов и повторного пирометаллургического обогащения золотосодержащих сульфидно-металлических расплавов благородными металлами: отчет о НИР (промежуточный) / ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы»: рук. Кожахметов С.М.; отв. исполн. Джумабаева З.Ш. – Алматы, 2015. – 73 с. – № ГР 115РК01167. – Инв. №0215РК00547.

2 Ин. пат. 25568 РК. Способ переработки золотомышьякового сырья / Кожахметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А.; опубл. 15.02.2012., Бюл. №2. – 2 с.

3 Кожахметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А. Пирометаллургическое обогащение труднообогатимых упорных руд золота // Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья: мат. междунар. совещ. Плаксинские чтения-2012. – Петрозаводск, 2012. – С. 259-261.

4 Омаров С.И., Кожахметов С.М., Омарова Н.С., Ниталина В.А., Омарова А.С. Электроплавка на металлизированный штейн как способ извлечения благородных металлов из упорных золото-мышьяковистых концентратов// Цветные металлы.– 2004. – №4.– С.49-51.

5 Лерман Б.Д., Омарова Н.С. Промышленные испытания восстановительной электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГОКа // Горный журнал Казахстана.– 2008. – №3.– С. 33-35.

6 Исследование физико-химических характеристик, термического поведения и лабораторные опытные плавки на золотосодержащий штейн коренных руд кварце жильного типа с переработкой штейнов методом электромембранного оксигидрохлорирования: отчет о НИР (промежуточный) / АО «ЦНЗМО»: рук. Кожахметов С.М.; рук. разд. Квятковский С.А., Космухамбетов А.Р.– Алматы, 2013. – 105 с. – № ГР 0112РК00737. – Инв. № 0213РК01309.

7 Меретуков М.А. Активные угли и цианистый процесс. – М.: Руда и Металлы, 2007. – 288 с.

8 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2013. – 452 с.

9 Меретуков М.А., Санакулов К.С., Зимин А.В., Арустамян М.А. Золото: химия для металлургов и обогатителей. – М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2014. – 410 с.

10 Копылов Н.И., Каминский Ю.Д. Мышьяк. / Сибирское университетское издательство. Новосибирск. 2004. – С.-247-257.

11 Пат. РФ № 224378. Способ выщелачивания полиметаллического сырья и устройство для его осуществления. / А.Р. Космухамбетов; Опубл. 27.02.05, Бюл. № 1-11 с; ил.

12 Кожахметов С.М. Разработка технологических параметров процессов прямой плавки упорных золотосодержащих руд и концентратов сульфидной и колчеданно-карбонатной минерализации Южно-Казахстанского региона и

процесса переработки штейнов методом оксигидрохлорирования (промежуточный отчет). Отчет АО «ЦНЗМО», ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы», Филиала РГН «НЦ КПС РК» ГНПО ПЭ «Казмеханобр», Алматы, 2012. - с. 180.

13 Агеенков В.Г., Романов А.С., Свистунов. Плавка на штейн как способ извлечения золота из богатых сульфидных концентратов. // Известия вузов. Цветная металлургия. 1958. № 4. С.109-118.

14 Розловский А.А., Соломатов Н.К. Полупромышленные испытания золотосурьмяных концентратов. // Цветные металлы. 1974. № 2. С.33-35.

15 Филимонов Н.В., Рычков И.И., Балясников А.А., Бочков И.А. (ЦНИГРК). Технология обогащения золотомышьяковистых руд с обработкой концентрата методом электроплавки. /Сб. «Современные методы извлечения золота из упорных углистых сульфидных и мышьяксодержащих концентратов». Тезисы докл. Тула. 17-19 июня 1979. С. 13-14.

16 Григорян Г.Б., Арутюнян Ф.Г. Полупромышленные испытания высокотемпературной электроплавки золотосодержащих концентратов. // Цветные металлы. 1973. № 10. С. 17-19.

17 Кожахметов С.М., Омарова Н.С., Омарова А.С., Чокаев М.Т. Изучение восстановительного сульфидирования оксида меди в высокожелезистых шлаках. //Цветные металлы. 2004. № 5. С.32-34.

18 Омарова Н. С., Кожахметов С.М., Омарова А.С. Использование сульфата кальция при электроплавке углистых золотомышьяковых концентратов. //Цветные металлы. 2008. № 9. С.31-33.

19 Отчет КазИМС по теме «Лабораторное исследование по переработке золото-кобальто-мышьякового концентрата Восточный Тагтау». Алматы. 1982.

20 Серба Н.Г., Абжаппаров А.А., Сейткан А.С. Способ переработки золотомышьяковых сульфидных материалов. Предпатент РК «15984. Опубликовано 15.07.2005.

21 Козьмин Ю.А., Серба Н.Г., Ван А.Г. и другие. Способ переработки золотомышьяковых концентратов. Патент РК № 8308, С 22 В 11/02. Бюллетень № 12 (43), 1999.

22 Храпунов В.Е., Серба Н.Г., Найманбаев М.А., Сейткан А.С. Рациональная экологически безопасная технология переработки упорных золото- мышьяксодержащих концентратов Бакырчикского месторождения. // Промышленность Казахстана. 2009. 04-06.

23 Патент № 14341 РК. Способ переработки золото-мышьяковистых концентратов . Омаров С.И., Лерман Б.Д., Оспанбеков Т.О., Омарова Н.С. и др. Опубл. 16.07.2007. Б.И. № 7.

24 Кожахметов С.М. Разработка комплексной технологии пирометаллургической селекции упорных золотосодержащих руд и концентратов с переводом золота в штейн методом сократительной электроплавки и извлечения золота из штейнов способом электромембранного оксигидрохлорирования (заключительный): отчет о НИР / ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы», – Алматы, 2014. - с. 90

25 Омарова Н.С. Развитие научных основ восстановительно-сульфидирующей электроплавки и её применение в металлургии цветных и благородных металлов: дис. ... д.т.н. 05.16.02 / АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения». – Алматы, 2010. – 288 с.

26 Кожухметов С.М. Разработка комплексной технологии пирометаллургической селекции упорных золотосодержащих руд и концентратов с переводом золота в штейн методом сократительной электроплавки и извлечения золота из штейнов способом электромембранного оксигидрохлорирования (месторождения Жолбарысты, Шован ТОО «Терискей», Маятас ТОО «Маятас», Саяк – 4 и др.) (заключительный отчет). Отчет АО «ЦНЗМО», ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы», Филиала РГН «НЦ КПС РК» ГНПО ПЭ «Казмеханобр», Алматы, 2013. - с. 105.

27 Ин. пат. 26083 РК. Способ переработки золото-мышьяковых концентратов, содержащих кобальт /Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А., Омарова Н.С.; опубли. 15.09.2012, Бюл. №9.

28 Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А. Пирометаллургическое обогащение труднообогатимых упорных руд золота // Материалы Международного совещания «Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья», Плаксинские чтения, Петрозаводск, 2012 г. – С. 259-261

29 Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А., Джумабаева З.Ш., Есетов У.Е. Разработка технологии пирометаллургической селекции упорных руд на примере месторождения Саяк-4 с переводом золота в штейн // Мат. Междунар. симп. «Гигантские месторождения золота Центральной Азии. Укрепление золоторудного потенциала Казахстана». Алматы. 13-14 марта 2014 г. – 200 с. С. 182-184.

30 Бектурганов Н.С., Кожухметов С.М., Квятковский С.А., Джумабаева З.Ш., Ким Л.П. Прямая пирометаллургическая переработка коренных руд золота ТОО «Терискей» // Вестник КазНАЕН. – 2015. - № 1. – С. 4-8.

31 Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Омаров С.И., Квятковский С.А., Омарова Н.С. Сократительная пирометаллургическая селекция золото-мышьяк-кобальтовых концентратов месторождения Саяк-4 // Вестник КазНАЕН. – 2015. - № 1. – С. 51-55

32 Seisembayev R.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovsky S.A., Semenova A.S. Extraction of gold from refractory gold-bearing ores by means of reducing pyrometallurgical selection // Metallurgist. Vol. 64, Nos. 7-8, 2020. Springer Nature – P. 788-795.

33 Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Seisembaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakurchik deposit // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. - №4. – P. 35-38.

34 Есетов У.Е., Ким Л.П., Омирзаков Б.А., Сейсембаев Р.С., Касымбай Ж.С. Отработка технологических параметров сократительной пирометаллургической селекции для руд золота ГРК ТОО «Терискей» // Труды

Международных Сатпаевских чтений «Научное наследие Ш. Есенова». – Алматы: КазНИТУ им. К.И. Сатпаева, 2017. – С. 436-438.

35 Кожухметов С.М., Квятковский С.А., Ахмад Мохаммад Бахгат Гемель, Сейсембаев Р.С., Семенова А.С. Извлечение золота и серебра из коллекторных штейнов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота // Матер. междунар. науч.-практ. конф. «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». – Алматы: АО «ИМиО», 2018. – С. 177-184.

36 Кожухметов С.М., Квятковский С.А., Садыков С.Б., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С. Сократительная пирометаллургическая селекция окисленных и упорных золотосодержащих руд // Матер. Междунар. науч.-практ. конф. «Современные проблемы и инновационные технологии решения вопросов переработки техногенных месторождений Алмалыкского горно-металлургического комбината». – Ташкент: Muharrir nashriyoti, г. Алмалык, 18-19 апреля, 2019. – С. 56-58.

37 Kozhakhmetov S., Kvyatkovskiy S., Gemeal A., Seisembayev R., Semenova A. Pyrometallurgical Recovery of Gold from Refractory Gold Ledge Ores // 2nd International Conference on Materials Science and Engineering (ICMSE-2019). – Cairo, Egypt, 11-13 March 2019.

38 Кучное выщелачивание золота. Зарубежный опыт и перспективы развития. Справочник (под реда. Караганова В.В., Ужкенова Б.С.). – Москва-Алматы, 2002. – 260 с.

39 Золото России. Под ред. Рудакова В.В. – М.: Экос, 2002. – 722 с.

40 Соколов В.М., Соколов А.В. Особенности мирового рынка золота //Цветные металлы. – 2000. – №8. – С. 43-46.

41 Гигантские месторождения золота Центральной Азии. Укрепление золоторудного потенциала Казахстана. //Материалы Международного симпозиума. – Алматы, 2014. – 200 с.

42 Коростышевский Н.Б. Metallurgy of gold and silver M.: ВИНТИ, 1987. № 17. - С.5-28.

43 Пат. 2930687 США. Roasting of ores // Phillip G. Thoprshill, Folcontridge, Ontario. Оpubл 29.03.60.

44 Пат. 3174848 США. Process for treating rich antimony bearing gold ores / Bruce R.W. Оpubл. 23.03.65.

45 Пат. 1667017 ФРГ. Verfahren zur Röstung von Purcterzen, sulfdischen Erzen oder Sulflerz complexen sorvi Wirbelschichtreaktor zur Durchführung dieses Verfahrens. // Wallach C., Koch G., Haitach T. Оpubл 24.01.74.

46 Jha Mahesh C., Kramer J. Recover of gold from arsenical ores // Precious Metals Mining estr. and process. Proc. Int. Symp. A/ .JM. E Annu Meet., Los Angeles, Calif. Febr. 27-29 1984, Warendale. Pa., 1984.

47 Gilber W,A. Journal of South African Institute of Mining Metallurgy. – 1986 - №8. P. 276-316.

48 Fereira P.M., Knoff-Craig K., Boydell D.W. Roasting of refractory Au concentrates at new consort // Eng. And Mining J, – 1988. –1990. –№12. – P. 26-30.

49 Лейзерович Г.Я. Обжиг в кипящем слое. – Москва. – 1956. – 58 с.

50 Лодейщиков В.В. Некоторые особенности окислительного обжига сульфидных золотосодержащих концентратов. // Цветные металлы. –1958. – № 12, – С. 51-56.

51 Глазков Е.Н., Синикавич А.С., Обжиг в кипящем слое дарасунских мышьяковых золотосодержащих концентратов // Цветные металлы. – 1959. – № 8. – С. 34-39.

52 Лодейщиков В.В., Скобеев И.К., Храмченко С.И. Поведение пирита в процессе обжига сульфидных золотосодержащих концентратов // Цветные металлы. – 1960. – № 10. – С. 44-51.

53 Лодейщиков В.В., Скобеев И.К., Жучков И.А. и др. Химические превращения благородных металлов при окислительном обжиге и значение их для процесса цианирования // Известия сибирского отделения АН СССР. – 1960. – № 11. – С. 53-62.

54 Лодейщиков В.В., Скобеев И.К. Оптимальные условия обжига упорных золотосодержащих концентратов перед их цианированием / Сб. научных трудов Иргиредмет. – 1961, – Вып. 10. – С. 343-355.

55 Лодейщиков В.В., Жучков И.А., Смагунов В.Н. и др. Изучение условий термической диссоциации арсенопирита // Сб. "Добыча и обработка руд редких, цветных и благородных металлов". Научные труды Иргиредмета. – М.: "Недра" – 1965. – Вып. 13. – С. 331-340.

56 Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. М.: Недра. – 1968. – 204 с.

57 Рейнгольд Б.М., Синакевич А.С., Чумаков Л.И., Чувакин С.И. Обжиг дарасунских золотосодержащих мышьяк-пиритных концентратов в печи кипящего слоя // Цветные металлы. – 1969. – № 6. – С. 42-45.

58 Лодейщиков В.В., Жучков И.А., Скобеев И.К. и др. Полупромышленные испытания технологии металлургической переработки углистых золотомышьяковых концентратов // Труды Иргиредмет. – 1970. – вып. 20. – С.129-144.

59 Смагунов В.Н., Ивойлов А.С., Сивушкова А.В. Рентгенографическое исследование фазовых превращений арсенопирита и пирита и их взаимодействие с серебром в процессе окислительного обжига // Труды «Иргиредмет» «Вопросы геологии и изучение вещественного состава руд». – 1971. -вып.22. –С. 122-134.

60 Лодейщиков В.В., Игнатьева К.Д., Смагунов В.Н. и др. Некоторые данные о поведении серебра в процессах цианирования и обжига // Труды Иргиредмета. – 1972. – Вып.27. – С. 36-48.

61 Машурьян В., Горенков Н.Л., Струкова Н.А., Борисова А.Т. Пирогидрометаллургическая переработка пиритного концентрата // Цветные металлы. –1986. - № 10. – С.83-85.

62 Скобеев И.К., Жучков И.А., Лодейщиков В.В. Поведение арсенопирита, пирита и углистого вещества в процессе обжига золотосодержащих концентратов // Бюллетень «Цветная металлургия». – 1966. – № 4. – С. 26-29.

63 Лодейщиков В.В., Скобеев И.К., Жучков И.А., Ламзова М.В. Технология извлечения золота из углистых золото-мышьяковых концентратов //

Сб. "Добыча и обработка руд редких, цветных и благородных металлов". Научные труды Иргиредмета. – М.: "Недра". – 1965. – Вып. 13. – С 306-320.

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

65 Жучков И.А., Лодейщиков В.В., Скобеев И.К. Поведение углерода при окислительном обжиге углистых золото-мышьяковых концентратов // Цветные металлы. – 1968. – № 9. – С. 25-26.

66 Жучков И.А., Лодейщиков В.В., Скобеев И.К. Особенности металлургической обработки углистых золотосодержащих руд и концентратов. // Научные труды «Иргиредмет» «Технология извлечения золота, алмазов, редких и цветных металлов из руд». – 1968 – Вып. 19. – С. 30-47.

67 Лодейщиков В.В., Смагунов В.Н., Храмченко С.И. Взаимодействие серебра с сульфидами железа при обжиге. // Научные труды «Иргиредмет». – 1963. – вып. 11. – С. 279-301.

68 Кершанский И.И. Полупромышленные испытания обжига в кипящем слое золотомышьяковистых флотоконцентратов // Бюллетень Цветная металлургия. – 1970. – № 16. – С. 25-28.

69 Колесников Н.А., Казаков В.Н., Бахтина И.И., Лодейщиков В.В., Жучков И.А. Двухстадиальный обжиг в кипящем слое упорных золотомышьяковых концентратов // Бюллетень "Цветная металлургия". – 1968. – № 3. – С 21-26.

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

71 Сажин Ю.Г. Применение хлоридовозгонки для переработки золото мышьяковых концентратов // Геология, горное дело, металлургия. Сб. науч. трудов Каз ГМИ. – 1959. – № 11. – С.61-63.

72 Лебедев Б.Н., Сажин Ю.Г. Хлоридовозгонка – один из способов комплексной переработки золотомышьяковых концентратов // Комплексная переработка полиметаллического сырья. – М.: Металлургия. – 1965. – С.309-315.

73 Зырянов М.Н., Хлебникова Г.А. Сравнительные данные по хлорированию золота различными хлорирующими агентами // Изв. Вузов. Цветная металлургия. – 1972. – № 11. – С. 17-19.

74 Зырянов М.Н., Нивин А.П. Испытание хлоридовозгонки на различных типах упорных золотосодержащих концентратов // Цветные металлы. – 1972. – №3. – С. 8-9.

75 Байтенов Н.А. Извлечение золота из огарков Бакырчикского горно-металлургического комбината // Комплексное использование минерального сырья. – 1990. – №12. – С. 17-19.

76 Зырянов М.Н., Коновалов Н.П. К разработке безотходной технологии переработки упорных золотосодержащих концентратов // Цветные металлы. – 2000. – № 10. – С. 35-36.

77 Жучков И.А., Купченко В.Г. Скобеев И.К. Извлечение упорного золота, ассоциированного с сульфидными минералами // Бюллетень института "Цветметинформация". Цветная металлургия. – 1969. – № 15. – С. 15-19.

78 Колесников Н.А., Бахтина И.И., Первутинский Г.Д. Усовершенствование обжига золото-мышьяковых концентратов // Цветные металлы. – 1970. – № 12. – С. 73-77.

79 Фридман И.Д., Савари Е.Е. О переработке углеродсодержащих золото-серебряно-мышьяковых концентратов // Цветные металлы. – № 6. – 1982. – С. 82-89.

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

81 Юдина И.М., Костюкова О.Н., Горенков Н.Л. и др. Результаты бактериального выщелачивания на укрупненной непрерывной установке (чановый процесс) // Цветные металлы. – 1979. – № 8. – С. 109-111.

82 Фридман И.Д., Савари Е.Е., Демина Н.Н. Влияние углеродистых веществ, содержащихся в рудах, на процесс цианирования // Цветные металлы. – 1979. – № 9. – С. 104-106.

83 Агеенков В.Г., Романов А.С., Свистунов Н.В. Плавка на штейн как способ извлечения золота из богатых сульфидных концентратов // Известия Вузов. Цветная металлургия. – 1958. – № 4. – С. 109-118.

84 Григорян Г.Б., Арутюнян Ф.Г. Полупромышленные испытания высокотемпературной электроплавки золотосодержащих концентратов // Цветные металлы. – 1973. – № 10. – С. 17-19.

85 Бочков Б.А., Воронов В.Я., Грабовский А.И., Хоменко Л.Е., Гучетль И.С. Диссоциирующий обжиг флотационных концентратов // Сб. "Современные методы извлечения золота из упорных углистых сульфидных и мышьяксодержащих концентратов". Тезисы докладов на семинаре в г. Туле. 17-19 июня. – 1979. – С. 13-14.

86 Филимонов Н.В., Рычков И.И., Балясников А.А., Бочков (ЦНИГРК). Технология обогащения золотомышьяковистых руд с обработкой концентрата методом электроплавки // Сб. "Современные методы извлечения золота из упорных углистых сульфидных и мышьяксодержащих концентратов". Тезисы докладов на семинаре в г. Туле. 17-19 июня. – 1979. – С. 13-14.

87 Розловский А.А., Соломатов НК. Полупромышленные испытания электроплавки золотосурьмяных концентратов // Цветные металлы. – 1974. – № 2. – С. 33-35.

88 Сейткан А.С. Исследование и получение малотоксичных соединений мышьяка при извлечении золота из Бакырчикских концентратов // Автореф., к.т.н., 2009.

89 Исакова Р.А., Челохсаев Л.С., Угрюмова Л.Е. и др. Извлечение мышьяка из золотомышьяковых концентратов вакуумтермическим способом // Труды института металлургии и обогащения АН КазССР. – 1965. – Т.13. – С. 38-42.

90 Исакова Р.А., Нестеров В.Н., Челохсаев Л.С. Основы вакуумной пироселекции полиметаллического сырья. – Алма-Ата: Наука. – 1973. – 255 с.

91 Челохсаев Л.С., Исакова Р.А., Тарасенко Б.З. и др. Опытные промышленные испытания вакуумтермического выделения мышьяка из золотосодержащих флотационных концентратов // Цветные металлы. – 1980. – № 9. – С. 25-27.

92 Исакова Р.А. К проблеме переработки золото-мышьяковистого сырья и охраны окружающей среды. // Вестник Академии наук Казахстана. – 1979. – №11. – С. 3-6.

93 Исакова Р.А., Челохсаев Л.С., Кожаметов С.М., Лебедев Н.И., Храпунов В.Е. Пирометаллургический способ извлечения золота из огарков от вакуумного удаления мышьяка из концентрата // Комплексное использование минерального сырья. – 1991. – № 7. – С. 60-62.

94 Храпунов В.Е., Челохсаев Л.С., Исакова Р.А. Состав и очистка отходящих газов процесса вакуумтермической переработки золото-мышьяковых концентратов // Цветные металлы. – 1992. – №11. – С. 26-28.

95 Исакова Р.А. Извлечение золота из упорных мышьяксодержащих концентратов // Цветные металлы. – 2001. – №11. – С. 28-30.

96 Храпунов В.Е. Техничко-экономическая оценка вакуумтермического способа переработки упорного золотомышьякового сырья // Промышленность Казахстана. – 2002. – № 1. – С. 83-84.

97 Храпунов В.Е., Исакова Р.А., Спивак М.М. Комплексное использование минерального сырья. – 1992. – № 12. – С. 53-55.

98 Исабаев С.М., Полукаров А.Н., Мильке Э.Г. и др. // В кн.: Химия и технология халькогенов и халькогенидов. Караганда: Книжное изд-во. – 1978. – С. 217-218.

99 Исабаев С.М., Полукаров А.Н., Чунаева В.Н., Мильке Э.Г., Шайхудинов Ж.М. Комплексная переработка мышьяковистого золото-кобальтового концентрата // Комплексное использование минерального сырья. – 1986. – № 5. – С. 45-50.

100 Исабаев С.М., Пашинкин А.С., Мильке Э.Г. и др. Физико-химические основы сульфидирования мышьяксодержащих соединений. – Алма-Ата: Наука. – 1986. – 184 с.

101 Жумашев К.Ж. Анализ механизма реакции сульфидирования оксидов мышьяка // Комплексное использование минерального сырья. – 1990. – №12. – С. 17-21.

102 Жумашев К.Ж., Журинов М.Ж. Основы извлечения мышьяка. – Алма-Ата: Гылым. – 1992. – 149 с.

103 Исабаев С.М., Кузгибекова Х. Технологическая схема переработки золотосодержащих концентратов // Промышленность Казахстана. – 2000. – № 1. – С. 76.

104 Космухамбетов А.Р. Научные основы оксигидрохлоринационных, электромембранных процессов и их применение в гидрометаллургии цветных, редких и благородных металлов // Автор. дисс. на соискание д.т.н. – Алматы, 2006 г.

105 Каравайко Г.И., Седельникова Г.В., Аслануков Р.Я, и др. Биогидрометаллургия золота и серебра // Цветные металлы. – 2000. – №8. – С. 20-26.

106 Минеев Г.Г., Сыртланова Т.С., Скобеев И.К. Биохимическое вскрытие и выщелачивание золота из упорного сульфидного концентрата сверхтонкого измельчения // Изв. Вузов, Цветная металлургия. – 1977. – № 6. – С. 23-28.

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

108 Ranleigs D.E., Coram N.J., Gardner M.N. Biohydrometallyrgy and the Environment toward the Mining of the 21 st century. – 1991. – Part A.R. Amils, A. Ballester (Eds.), Elsevier. – P. 777-786.

109 Кенжалиев Б.К. Теоретические основы, разработка и внедрение геотехнологической переработки забалансовых медных и золотосодержащих руд // Дис. на соискание степени д.т.н. 1998. 206 с.

110 Ярмухамедов Е.К. Извлечение золота полифункциональными анионитами из цианидных растворов кучного выщелачивания полиметаллических руд // Дис. на соискание степени к.т.н., 2007. 123 с.

111 Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. – М.: Металлургия. – 1969. – С. 65, 71.

112 Разработка пирометаллургической технологии совместной переработки коренных упорных руд золота и сульфидных медных концентратов. Этап: «Экспериментальное исследование и определение оптимальных составов шлаковых расплавов совместной плавки упорных коренных руд золота и сульфидных медных концентратов в интервале температур 1350-1500°С»: отчет о НИР (промежуточный) // АО «ЦНЗМО»: рук. г.н.с., акад. НАН РК Кожаметов С.М.; исполн.: Квятковский С.А., Джумабаева З.Ш., Семенова А.С. – Алматы, 2015. – № ГР 0115РК00567. – Инв. №0215РК00525.

113 Разработка пирометаллургической технологии совместной переработки коренных упорных руд золота и сульфидных медных концентратов. Этап «Проведение лабораторных тигельных плавов упорных руд золота с сульфидными медными концентратами с определением оптимальных выходов и составов золотосодержащих медных штейнов при постоянных составах шлака и температуры»: отчет о НИР (промежуточный) // АО «ИМиО»: рук. г.н.с., акад. НАН РК Кожаметов С.М.; исполн.: Квятковский С.А., Семенова А.С., Ким Л.П., Сейсембаев Р.С., Сукуров Б.М. – Алматы, 2016. - № ГР 0115РК00567. – Инв. № 0216РК01123.

114 Изучение физического, химического, фазового составов, термического поведения и проведение опытных плавов углисто-мышьяковистых «упорных» и «особо упорных» коренных руд и концентратов золота. Разработка исходных данных для технологического регламента для проектирования полупромышленной установки: отчет о НИР (заключительный) / АО «ЦНЗМО», ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы»: рук. Кожаметов С.М.; исполн.:

Квятковский С.А. – Алматы, 2014. – 106 с. – № ГР 0112РК00737. – Инв. № 0214РК00613.3

115 Смирнов В.И. Обжиг медных руд и концентратов. - М.: Metallurgy, 1958. – 255 с.

116 Маргулис Е.В. Теория окислительного обжига сульфидных материалов// Metallurgy цветных металлов и методы их анализа: сб. науч. тр. Всесоюзного научно-исследовательского горно-металлургического института цветных металлов. – Москва, 1962. –№7. – С. 15-20.

117 Гришанкина Н.С. Исследования поведения сернистого железа применительно к условиям плавки медного сульфидного сырья в расплавленном состоянии: автореф.... к.т.н.:05-322. – Алма-Ата: Институт металлургии и обогащения, 1971. – 20 с.

118 Исследование и разработка технологических параметров новых процессов извлечения золота и цветных металлов из коллекторных сульфидных и металлических расплавов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота. Этап: «Разработка технологических параметров процесса обжига сульфидных коллектирующих золото систем с полным выжигом серы, удалением мышьяка и углерода»: отчет о НИР (промежуточный) // АО «ИМиО»: рук. г.н.с., акад. НАН РК Кожахметов С.М.; исполн.: Квятковский С.А., Сейсембаев Р.С., Семенова А.С., Досмухаметов Ф.Р. – Алматы, 2016. - № ГР 0115РК01167. – Инв. № 0216РК01103.

119 Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Semenova A.S., Sejssembaev R.S. Process of gold-collecting sulphide systems roasting with complete burning off sulfur, elimination of arsenium and carbon // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. - №4. – P. 25-30.

120 Квятковский С.А., Кожахметов С.М., Оспанов Е.А., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С. Окислительный обжиг коллекторных золотосодержащих штейнов // Известия НАН РК. Серия геологии и технических наук. – 2017. - № 3. – С. 114-121.

121 Сейсембаев Р.С., Омирзаков Б.А., Есетов У.Е., Ким Л.П., Касымбай Ж.С. Процесс обжига сульфидных коллектирующих золото систем с полным выжигом серы, удалением мышьяка и углерода // Труды Международных Сатпаевских чтений «Научное наследие Ш. Есенова». – Алматы: КазНУТУ им. К.И. Сатпаева, 2017. – С. 403-406.

122 Kvyatkovskii S.A., Sit'ko E.A., Sukurov B.M., Semenova A.S., Seissembaev R.S. Processing converter slags with total utilization of all components // Metallurgist. Vol. 64, Nos. 7-8, 2020. Springer Nature – P. 678-686.

123 Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Sejssembaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakurchik deposit // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. - №4. – P. 35-38.

124 Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд 3-е издание. – М.: Недра, 1989. – 302 с.

125 Лодейщиков В.В. Углерод в золотосодержащих рудах и его влияние на процесс цианирования // Золото добыча. –2008. – №116. – С. 8-12.

126 Комогорцев Б.В., Вареничев А.А. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – №2. – С. 204-218.

127 Исследование и разработка технологических параметров новых процессов извлечения золота и цветных металлов из коллекторных сульфидных и металлических расплавов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота (заключительный) // АО «ИМиО»: рук. г.н.с., акад. НАН РК Кожахметов С.М.; исполн.: Квятковский С.А., Сейсембаев Р.С. – Алматы, 2017. - № ГР 0115РК01167. – Инв. № 0217РК00886.

128 Кожахметов С.М., Квятковский С.А., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С., Омирзаков Б.А. Процесс жидкофазного восстановления огарков, полученных из золотосодержащих штейнов // Комплексное использование минерального сырья. – 2018. – № 2. – С. 39-45.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Список публикаций по теме исследований

1. Seisembayev R.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovsky S.A., Semenova A.S. Extraction of gold from refractory gold-bearing ores by means of reducing pyrometallurgical selection // Metallurgist. Vol. 64, Nos. 7-8, 2020. Springer Nature – P. 788-795. ISSN: 0026-0894, IF 0.307. 38 процентиль.
2. Kvyatkovskii S.A., Sit'ko E.A., Sukurov B.M., Semenova A.S., Seisembaev R.S. Processing converter slags with total utilization of all components // Metallurgist. Vol. 64, Nos. 7-8, 2020. Springer Nature – P. 678-686. ISSN: 0026-0894, IF 0.307. 38 процентиль.
3. Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Semenova A.S., Sejssembaev R.S. Process of gold-collecting sulphide systems roasting with complete burning off sulfur, elimination of arsenium and carbon // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. - №4. – P. 25-30. ISSN 2224-5243.
4. Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Sejssembaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakyrchik deposit // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. - №4. – P. 35-38. ISSN 2224-5243.
5. Квятковский С.А., Кожахметов С.М., Оспанов Е.А., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С. Окислительный обжиг коллекторных золотосодержащих штейнов // Известия НАН РК. Серия геологии и технических наук. – 2017. - № 3. – С. 114-121. ISSN 2224-5278.
6. Кожахметов С.М., Квятковский С.А., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С., Омирзаков Б.А. Процесс жидкофазного восстановления огарков, полученных из золотосодержащих штейнов // Комплексное использование минерального сырья. – 2018. – № 2. – С. 39-45. ISSN 2224-5243.
7. Патент 32564 РК. Способ переработки окисленного полиметаллического сырья / Квятковский С.А., Соколовская Л.В., Семенова А.С., Ким Л.П., Сейсембаев Р.С.; опубл. 20.12.2017, Бюл. № 25.
8. Патент 34934 РК. Печь для непрерывной плавки сульфидных полиметаллических материалов в жидкой ванне / Кожахметов С.М., Квятковский С.А., Семенова А.С., Соколовская Л.В., Ситько Е.А., Сейсембаев Р.С.; опубл. 05.03.2021, Бюл. № 9.
9. Сейсембаев Р.С., Омирзаков Б.А., Есетов У.Е., Ким Л.П., Касымбай Ж.С. Процесс обжига сульфидных коллектирующих золото систем с полным выжигом серы, удалением мышьяка и углерода // Труды Международных Сатпаевских чтений «Научное наследие Ш. Есенова». – Алматы: КазНИТУ им. К.И. Сатпаева, 2017. – С. 403-406. ISBN 978-601-323-034-4.
10. Есетов У.Е., Ким Л.П., Омирзаков Б.А., Сейсембаев Р.С., Касымбай Ж.С. Отработка технологических параметров сократительной пирометаллургической селекции для руд золота ГРК ТОО «Терискей» // Труды Международных Сатпаевских чтений «Научное наследие Ш. Есенова». –

Алматы: КазНИТУ им. К.И. Сатпаева, 2017. – С. 436-438. ISBN 978-601-323-034-4.

11. Кожакметов С.М., Квятковский С.А., Ахмад Мохаммад Бахгат Гемель, Сейсембаев Р.С., Семенова А.С. Извлечение золота и серебра из коллекторных штейнов сократительной пирометаллургической селекции упорных руд золота // Матер. междунар. науч.-практ. конф. «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». – Алматы: АО «ИМиО», 2018. – С. 177-184. ISBN 978-601-323-132-7.

12. Кожакметов С.М., Квятковский С.А., Садыков С.Б., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С. Сократительная пирометаллургическая селекция окисленных и упорных золотосодержащих руд // Матер. Междунар. науч.-практ. конф. «Современные проблемы и инновационные технологии решения вопросов переработки техногенных месторождений Алмалыкского горно-металлургического комбината». – Ташкент: Muharrir nashriyoti, г. Алмалык, 18-19 апреля, 2019. – С. 56-58. ISBN 978-9943-5659-6-8.

13. Kozhakhmetov S., Kvyatkovskiy S., Gemeal A., Seisembayev R., Semenova A. Pyrometallurgical Recovery of Gold from Refractory Gold Ledge Ores // 2nd International Conference on Materials Science and Engineering (ICMSE-2019). – Cairo, Egypt, 11-13 March 2019.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Утверждаю:

И. О. Исполнительного директора
ТОО «Терискей»
Тансбаев С.О.



10.05.2017 г.

Акт

о проведении опытно-промышленных испытаний по прямой плавке
золотосодержащих руд ГРК ТОО «Терискей» методом сократительной
пирометаллургической селекции (СПС процесс)

В период с 4 по 12 мая 2017 г. сотрудниками АО «Институт металлургии и обогащения» и ГРК ТОО «Терискей» были проведены опытно-промышленные испытания по прямой плавке золотосодержащих руд месторождений Шован, Келиншектау и Жолбарысты в электропечи, находящейся на территории обогатительной фабрики ГРК ТОО «Терискей». Все работы по предварительной подготовке самой электропечи, вспомогательных систем и шихтовке проводились совместно сотрудниками АО «ИМиО» и сотрудниками ГРК ТОО «Терискей».

5 мая была проведена предварительная сушка печи на дровах. Непосредственно работы по плавке были начаты 6 мая в 11 часов. Было проведено ошлакование подины печи. Для этого в течение 3 часов в печь было загружено 50 кг шлака, полученного во время предыдущих испытаний. После проведения ошлакования печь была остановлена до 7 мая.

7 мая в 8 часов 35 минут была начата плавка основной шихты, состоящей из золотосодержащих руд Шован, Келиншектау, Жолбарысты и известняка (составы исходных руд и известняка приведены в приложении 1, расчет шихты приведен в приложении 2). Шихта загружалась в печь периодически, по мере ее

расплавления. Во время проведения плавки из печи выпускался шлак через шпуровое отверстие печи. Всего было осуществлено 7 выпусков шлака. Плавка была закончена 8 мая в 15 часов 30 минут. Общее время работы печи, включая ошлакование, составляло 34 часа. Всего было проплавлено 988 кг шихты, включая ошлакование. Получено 347,3 кг шлака, выпущенного из печи (7 выпусков), 119,4 кг шлака, извлеченного при разборке печи, 2,9 кг штейна с подины, 8,5 кг штейна из кладки, 41 кг кускового промежуточного слоя, 86,39 кг промежуточного слоя мелкой фракции, 3,8 кг пыли из газохода и 7,1 кг пыли из циклона. Для проведения анализа состава были отобраны пробы исходной шихты и всех полученных продуктов (всего 15 проб девяти видов материалов, приложение 3). Анализы проб будут проводиться в ХАЛ ГРК ТОО «Терискей» и в ХАЛ АО «ИМиО». Кроме того, были отобраны кусковые пробы шлака и штейна для проведения минералогического анализа. На протяжении всего времени испытаний плавка проводилась на ступени трансформатора 100 В, при этом сила тока между электродами составляла в среднем 0,85 кА, напряжение на электродах – 90 В. Общий расход электроэнергии на плавку за время проведения испытаний составил 2700 кВт-ч.

От ГРК ТОО «Терискей»:		
Начальник участка		Головатый Ю.А.
Начальник ХАЛ		Мукатаева Г.К.
От АО «ИМиО»:		
Зав. лабораторией		Квятковский С.А.
Ведущий инженер		Есетов У.Е.
Научный сотрудник		Шамгунов А.С.
Инженер		Сейсембаев Р.С.

Приложение 1

Таблица – Химический состав средних проб трех коренных руд золота месторождений ГРК ТОО «Терискей» и известняка.

Наименование материала	Хим. состав, г/т		Химический состав, %						
	Au	Ag	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe	Cu	S
Шован	4,4	105,6	22,1	16,40	11,20	0,1	11,5	0,52	-
Жолбарысты	2,0	1,0	58,8	0,54	1,18	4,6	3,6	0,01	3,27
Келиншектау	5,5	70,0	24,6	10,95	7,5	1,5	14,4	0,72	25,6
CaCO ₃	-	-	-	56,9	-	-	-	-	-

Приложение 2

Таблица – расчетный состав на 175 кг шихты

Наименование материала	Количество в шихте	
	кг	%
Р.Шован	50	28,57
Р.Жолбарысты	50	28,57
Р.Келиншектау	25	14,28
CaCO ₃	50	28,57

Приложение 3

Список проб, отобранных по результатам испытаний

1. Шлак первого выпуска
2. Шлак второго выпуска
3. Шлак третьего выпуска
4. Шлак четвертого выпуска
5. Шлак пятого выпуска
6. Шлак шестого выпуска
7. Шлак седьмого выпуска
8. Шихта
9. Шлак из печи
10. Промежуточный слой крупный
11. Промежуточный слой мелкий
12. Штейн с подины
13. Штейн из кладки
14. Пыль из газохода
15. Пыль из циклона

ПРИЛОЖЕНИЕ В

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

Общий годовой объем переработки руды – 300 000 тонн.

Принимаем среднее содержание золота в руде 7,74 г/т, серебра 2,2 г/т, меди 0,12 %.

Содержание полезных компонентов в медном концентрате, используемом для штейнообразования при плавке: золота – 2,0 г/т, серебра – 103,5 г/т, меди – 17,5 %.

Стоимость добычи 1 т руды – 25 долл. США.

Стоимость 1 т компонентов, используемых в качестве штейнообразователя и флюса: концентрат – 835 долл. США, обожженный известняк – 120 долл. США

Расход сульфидного медного концентрата принимается 5,7 % от веса перерабатываемой руды, расход СаО при этом принимается 9,2 % от веса руды.

Стоимость электроэнергии – 10 тенге за 1 кВт·ч.

Стоимость доллара США на момент проведения расчетов составляет 418 тенге.

По опыту работы электропечей на Жезказганском медеплавильном заводе расход электроэнергии составляет не менее 50 % от общих эксплуатационных затрат на плавку при переработке медных концентратов. На основании этого принимается, что затраты на электроэнергию при плавке шихты составляют 50 % от эксплуатационных затрат.

Расход электроэнергии при плавке шихты принимается 500 кВт·ч/т шихты (по опыту работы ЖМЗ 480 кВт·ч/т и полупромышленных испытаний СПС-процесса 400-500 кВт·ч/т).

Расход электроэнергии при обжиге штейна в печах КС принимается 50 кВт·ч/т.

Стоимость металлов на момент проведения расчетов: золото – 39,4 долл. США за грамм; серебро – 0,56 долл. США за грамм; медь – 5 850 долл. США за тонну.

Извлечение металлов при плавке на штейн: золото – 98,8 %; серебро – 95 %; медь – 97,2 %.

Извлечение металлов составило: золото – 95 %; серебро – 93 %; медь – 95 %.

Стоимость системы очистки газов составит 1 155 785 долл. США в год.

Затраты на эксплуатацию системы очистки газов по практическим данным ориентировочно составят 800 000 долл. США в год.

Затраты на строительство годовой очереди полигона для захоронения мышьяксодержащих отходов – 4 003 273 долл. США в год.

Годовые затраты на эксплуатацию годовой очереди для захоронения отходов 19 668 350 долл. США.

Стоимость спецоборудования для обслуживания полигона для захоронения отходов 481 000 долл. США.

Расчет расходов и стоимости полученных металлов приведен в таблице 1.

Ориентировочная стоимость капитальных затрат электропечного комплекса мощностью 25 МВт, включая вспомогательное оборудование приведена в таблице 2. Исходя из приведенных в таблице данных, ориентировочные капитальные затраты на создание комплекса по переработке руды составят около 60 млн. долл. США. Следует учесть, что годовые затраты на строительство части полигона, рассчитанной для захоронения годового объема отходов и его обслуживание в течение года отнесено к текущим расходам.

Таблица 1 – Годовые технико-экономические показатели при переработке золотосодержащих руд с использованием медного концентрата

Наименование	Ед. изм.	Показатели
ГОДОВЫЕ ЗАТРАТЫ		
Объем руды в год	т	300 000
Объем медного к-та в год		17241
Объем известняка в год		27586
Объем шихты в год (первичной плавки на штейн)		344 827
Объем штейна		16206
Объем шихты в год (вторичной восстановительной плавки)		35543
Объем кокса для восстановительной плавки		1621
Затраты на плавку	долл. США	9 099 761
Затраты на обжиг		38 770
Стоимость руды в год		7 500 000
Стоимость медного к-та в год		14 396 235
Стоимость известняка		3 310 320
Стоимость кокса		667852
Затраты на систему очистки газов в год		800 000
Затраты на строительство годовой очереди полигона для захоронения отходов		4 003 273
Эксплуатация годовой очереди полигона для захоронения отходов		19 668 350
Итого:		55 481 288
СТОИМОСТЬ ПОЛУЧЕННЫХ МЕТАЛЛОВ		
Стоимость полученного золота за год	долл. США	87 137 040
Стоимость полученного серебра за год		1 209 040
Стоимость полученной меди за год		18 240 300
Итого:	106 586 380	

Таблица 2 – Ориентировочная стоимость капитальных затрат промышленного комплекса по переработки 300 000 т руды в год

Наименование оборудования и работ	Электропечной агрегат (25,0 МВт), долл. США
Основное оборудование печи	28 000 000
Электропитание и коммуникации при использовании основного оборудования	3 000 000
Оборудование для подготовки, сушки и загрузки шихты	13 500 000

Наименование оборудования и работ	Электропечной агрегат (25,0 МВт), долл. США
Футеровочные материалы	1 600 000
Система контроля и управления процессом	500 000
Система водоохлаждения	2 000 000
Оборудование для изготовления кожухов электродов	500 000
Оборудование компрессорной станции	800 000
Оборудование для разливки готовой продукции	3 800 000
Система газоочистки	1 155 785
Питающий кабель высокого напряжения	500 000
Подготовка шлакоотвала	2 000 000
Сборка и монтаж основного и дополнительного оборудования	2 000 000
Приобретение спецтехники для обслуживания полигона для захоронения отходов	481 800
Прочее (проектирование, командировочные расходы, пуско-наладка, транспортировка и страхование)	3 000 000
Итого капитальные затраты	60 837 585

Ожидаемая прибыль (разность между стоимостью полученных металлов и затратами) составит:

$$106\ 586\ 380 - 55\ 481\ 288 = 51\ 105\ 092 \text{ долл. США в год.}$$

При этом срок окупаемости капитальных затрат составляет пять лет.

Экспериментами по плавке руды показано, что уменьшение добавки штейнообразующего концентрата от 15 до 5 % приводит к изменению выходов штейна от 12,6 до 4,7 %. При этом неизменным оставалось низкое содержание золота (< 0,1 г/т) в шлаках. На основании проведенных экспериментов можно сделать вывод о том, что добавку штейнообразующих концентратов в шихту процесса плавки можно снижать до получения выхода штейна около 5 % от всей шихты. При этом содержание золота в штейне повышается до 143,7 г/т, что способствует значительному удешевлению процесса переработки золотосодержащих руд и последующей переработки штейна за счет его малого объема. Для плавки руды оптимальная добавка штейнообразующего медного концентрата составляет 5,7 % от веса руды, а добавка известняка – 9,2 % от веса руды, так как это отвечает стабильным технико-экономическим показателям СПС-процесса.

Расчеты материального баланса показали, что извлечение золота в штейн составляет более 98 %, серебра – 76-93 % и 97,2-99,7 % меди. В соответствии с проведенными расчетами в газовую фазу удаляются летучие компоненты: 15 % серы, 76 % мышьяка, 70 % углерода в среднем. Поскольку более 90 % мышьяка перешло в газовую фазу и шлак, возможно использовать полученный штейн при конвертировании штейнов в условиях существующих медных заводов, при этом содержание мышьяка в этих штейнах не превышает его содержания в шихте этих заводов.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Министерство образования и науки Республики Казахстан
Казахский Национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева
АО «ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ»

СОГЛАСОВАНО
Технический директор
ТОО «Корпорация Казахмыс»,
д-р техн. наук

Е. А. Оспанов
2017 г.

УТВЕРЖДАЮ
Генеральный директор-
Председатель правления АО «ИМиО»,
д-р техн. наук, проф.

Б. Т. Кенжалиев
2017 г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕГЛАМЕНТ

ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ УСТАНОВКИ
ПО ПЕРЕРАБОТКЕ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАКЫРЧИК МЕТОДОМ
СПС С ПЕРЕВОДОМ ЗОЛОТА В МЕТАЛЛИЗИРОВАННУЮ ФАЗУ

Выполнен по программе
грантового финансирования научных исследований на 2015-2017 гг.

Научный руководитель:
Гл. науч. сотр. АО «ИМиО»,
академик НАН РК


С.М. Кожаметов

Алматы 2017

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Научный руководитель Гл. науч. сотр., академик НАН РК, д-р техн. наук, проф.		С.М. Кожухметов
Ответственные исполнители: Зав. лабораторией, академик КазНАЕН, д-р техн. наук		С.А. Квятковский
Инж., магистр техн. наук		Р.С. Сейсембаев
Исполнители: Вед. инж., магистр техн. наук		А.С. Семенова
Вед. инж.		Л.П. Ким

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ		стр.
ОСНОВНЫЕ	ПОЛОЖЕНИЯ	4
РЕГЛАМЕНТА	ПРОМЫШЛЕННОЙ	
ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО	
СПС С ПЕРЕВОДОМ ЗОЛОТА В МЕЛЛАЛИЗИРОВАННУЮ ФАЗ	УСТАНОВКИ ДЛЯ	
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	БАКЫРЧИК МЕТОДОМ	9
		16

ВВЕДЕНИЕ

На основании результатов отчетов был подготовлен технологический регламент переработки руды месторождения Бакырчик с получением коллекторной металлизированной фазы:

1. Разработка и испытание в лабораторных условиях новых процессов, коллекторных для золота продуктов и повторного пирометаллургического обогащения золотосодержащих сульфидно-металлических расплавов благородными металлами.

2. Разработка технологических параметров процесса обжига сульфидных коллектирующих золото систем с полным выжигом серы, удалением мышьяка и углерода.

3. Испытание и разработка в лабораторных и укрупненных масштабах технологических параметров процессов жидкофазного восстановления золотосодержащих огарков с получением медно-железистых штейнов, обогащенных золотом и серебром.

Среди наиболее актуальных проблем развития цветной металлургии Казахстана особое значение имеет производство золота. Это связано с тем, что одним из важнейших факторов устойчивого экономического развития нашей республики, как и у многих стран мира, являются производство и международная торговля золотом. Стратегическое значение этого металла заключается в его функции всеобщего эквивалента, страхового и резервного фонда, обеспечивающего в случае необходимости платежные средства в любой национальной валюте. К этому следует добавить имеющийся в мире высокий спрос на золото для ювелирного дела, электронной промышленности и других наукоемких производств, при постоянно растущей в последние годы стоимости металла.

Основные проблемы минерально-сырьевой базы золотодобывающей промышленности Казахстана связаны с отсутствием промышленно эксплуатируемых крупных собственно золотых месторождений, которые могли бы служить базовыми объектами для устойчивого развития отрасли на длительную перспективу и удвоения объемов производства золота в РК. Ограниченные подтвержденные запасы металла, использование на основных золотоизвлекательных предприятиях устаревших, несовершенных, малопроизводительных, многооперационных и экологически опасных технологий добычи, обогащения и металлургической переработки золотосодержащих руд сегодня являются основными сдерживающими факторами роста и интенсификации производства золота в Казахстане. В результате этого допускаются большие потери золота, особенно на стадиях обогащения «упорных» и «особо упорных» руд с хвостами, в которых остается до 1,5-2,5 г/т золота. По этой причине общее его сквозное извлечение в товарную продукцию из подобного сырья не превышает 70-80% и руды данного типа относятся к категории труднообогатимых.

Как известно, более 50% имеющихся активных запасов руд золота характеризуются как сложные для обогащения, содержат вредные примеси – мышьяк, сурьму и углерод. По мнению экспертов, на долю подобных руд приходится около 60% от текущих запасов. В металлургии золота данные руды относят к упорным. По мнению экспертов, рудная база Казахстана по среднему содержанию золота в руде (6,3%) является перспективной для разработки. Однако значительная часть рудопроявлений плохо изучена, запасы по многим месторождениям требуют уточнения.

Для казахстанских месторождений сульфидных золотосодержащих руд характерно наличие большого количества вышеперечисленных вредных примесей в руде. В связи с этим определенная часть запасов характеризуется как упорное и труднообогащаемое сырье. По многим таким месторождениям на данный момент нет эффективных технологий обогащения и металлургической переработки. По этой причине эти месторождения золота в настоящее время в промышленном масштабе не эксплуатируются.

Вопросы разработки и освоения новых технологий переработки золотосодержащего сырья являются одной из наиболее актуальных проблем цветной металлургии мира. При этом, одной из нерешенных и коренных задач золотодобывающей промышленности является организация высокоэффективной переработки сложных по составу упорных и двойной упорности коренных руд золота.

Основные современные проблемы золотодобывающих предприятий в мировой промышленной практике также связаны с изменением сырьевой базы в сторону ухудшения качества руд концентратов и с использованием традиционных технологий, которые не отвечают современным требованиям металлургического производства. Это имеет место, как в пирометаллургических, так и в гидрометаллургических способах извлечения этих металлов. Применяемые технологии не обеспечивают необходимый уровень охраны окружающей среды и требуют повышения научно-технологических показателей производства.

Исходя из такого состояния золотодобывающей подотрасли в республике, предусмотрена разработка целого ряда принципиально новых процессов переработки коренных руд золота, обеспечивающих существенное сокращение потерь металла и необходимую интенсификацию металлургического передела.

В течение последних двух-трех десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из таких руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания и т. д. Золотосодержащие руды и концентраты, обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции (измельчение,

цианирование, обезвоживание, осаждение золота из растворов и т.д.), называют упорными.

В отчетах за 2015-2017 годы по данному проекту были проведены краткий анализ существующих и разрабатываемых способов пирометаллургического вскрытия упорного сырья золота, а также физико-химическое и технологическое обоснование разрабатываемого нами процесса сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) упорных руд и концентратов золота [1-3].

Как известно, в условиях СПС-процесса пирометаллургической плавки упорного сырья золота извлекающей фазой для благородных и ряда цветных металлов является сульфидный коллекторный штейн.

Так, в 2011-2014 годах в ходе выполнения проектов научно-технологической программы «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 годы», а также в ранее проведенных НИР полупромышленных и промышленных испытаниях прямой плавки упорных золото-мышьяковых и золото-мышьяк-кобальтовых концентратов [4, 5] полученные коллекторные штейновые расплавы перерабатывались различными методами. Были испытаны и предложены следующие варианты извлечения золота и других металлов из коллекторных штейнов путем:

- передачи их на передел конвертирования медных штейнов и извлечения благородных и цветных металлов по существующей на медеплавильных заводах республики;

- измельчения и обжига коллекторных штейнов с дальнейшим извлечением благородных металлов методом классического цианирования из полученных золотосодержащих огарков и возвратом хвостов этого процесса в голову процесса – в шихту электроплавки;

- другого способа, когда полученный золотосодержащий огарок подвергается восстановительной переработке с концентрацией благородных и цветных металлов в металлическом сплаве железа и меди, направляемого на аффинажное производство;

- разработки и лабораторные испытания метода электромембранного оксигидрохлорирования [6].

В технологическом регламенте приведены результаты прямой восстановительной плавки упорных руд золота и одного из перспективных методов переработки коллекторных штейнов золота способом их обжига с удалением из них серы, мышьяка и углерода, с дальнейшей восстановительной плавкой огарков. Также приведены краткие результаты по пирометаллургическому обогащению коллекторных штейнов золота и другие данные.

В принципе, для имеющихся в труднодоступных и безводных районах ряда стран, крупных особоупорных месторождений золота (ЮАР, Россия, Китай, США, Киргизия и др.), может оказаться перспективной полная

пирометаллургическая их плавка методом СПС-процесса и извлечения золота и других металлов из коллекторных штейнов.

Главные предпосылки для выполнения НИР и НИОКР непосредственно связаны необходимостью дальнейшего усовершенствования СПС-процесса с разработкой новых способов извлечения золота и других металлов из коллекторных сульфидных штейнов.

Для извлечения золота и других металлов из полученных коллекторных штейнов в ходе вышеуказанных испытаний были испытаны пирометаллургические методы извлечения золота из них.

Одним из таких способов комплексной переработки коллекторных для благородных металлов штейнов является выше упомянутый гидрометаллургический способ электромембранного оксигидрохлорирования.

По сколько основной задачей разработки технологических параметров процесса обжига коллекторных сульфидных штейнов, в работе нами был рассмотрен полный анализ работ по данной теме. Было показано, что по методу пирометаллургической прямой плавки упорных концентратов золота и связанными с ним получением коллекторных для благородных металлов штейновых расплавов имеются ограниченное количество исследований и разработок. Ниже рассмотрены лишь несколько примеров по извлечению золота и других металлов из сульфидных коллекторов.

Первым таким методом извлечения благородных и цветных металлов из коллекторных для золота штейнов является передача их на передел конвертирования медных штейнов на медеплавильных заводах и получение золота посуществующей схеме в шламах электролиза черновой меди. Здесь уместно отметить, что в настоящее время более 1/3 объема золота в Казахстане производится попутно пирометаллургическим методом на медных и свинцовых заводах. Если на медеплавильных заводах коллекторами золота и серебра являются медные штейны и черновая медь, на свинцовых заводах благородные металлы концентрируются в черновом свинце и извлекаются в процессе его рафинирования.

Сквозное извлечение ценных компонентов в катодный продукт составило, %: Au – 98,1; Ag – 98,83; Cu – 98,1.

Были опробованы несколько других вариантов извлечения золота из коллекторных штейнов.

Были изучены различные варианты извлечения золота из коллекторных для золота штейнов, полученных в ходе полупромышленных и промышленных испытаний электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГМК. При этом полученные богатые благородными металлами штейны обжигались в печах КС, огарки подвергались цианированию с дальнейшим извлечением благородных металлов из них методом электролиза [7].

Однако, как показали наши исследования по изучению процессов прямой плавки различных по составу упорных коренных руд золота, полученные при СПС-процессах переработки особоупорных руд золота коллекторные штейны

существенно отличались по составу от штейнов, полученных при плавках золотомышьяковых концентратов и особенно по содержаниям благородных металлов. К тому же в литературе отсутствуют сведения и исследования по вскрытию таких штейнов пирометаллургическими методами.

Исходя из этого, основной задачей исследований по данному проекту было детальное изучение процесса обжига коллекторных штейнов, полученных в основном при прямой плавке упорных коренных руд золота, минуя их обогащение и цианирование.

Новизна данного проекта обусловлена тем, что в мировой практике золотодобычи нет примеров вскрытия упорных и особенно двойной упорности углисто-мышьяковистых коренных руд золота методами их прямой плавки с целью их сократительной пирометаллургической селекции (СПС-процесс) [2, 3]. При этом полученные в условиях СПС-процесса золотосодержащие железистые штейны, коллектирующие 95-98 % золото и серебро, также являются новыми полупродуктами в металлургии золота.

Новизна результатов предлагаемых НИР и НИОКР в составе данного проекта заключается в том, что они получены впервые применительно к золотосодержащим штейнам, полученным при прямой плавке упорных руд золота, минуя их обогащение и цианирование. Таким образом, в случае их реализации в промышленном масштабе будет организована высокоэффективная и бесцианидная технология переработки упорных руд золота.

**ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА
ПРОМЫШЛЕННОЙ УСТАНОВКИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАКЫРЧИК МЕТОДОМ СПС С ПЕРЕВОДОМ ЗОЛОТА
В МЕЛАЛЛИЗИРОВАННУЮ ФАЗУ**

Шлак и штейн предполагается получать в гранулированном виде. Практически весь мышьяк будет переведен в газовую фазу, которая будет подвергаться очистке от мышьяка и диоксида серы. Полученный коллекторный штейн предполагается подвергать обжигу в печах кипящего слоя. Полученный огарок в смеси со шлаком первичной плавки на штейн и коксом подвергается восстановительной плавке в электропечах. Продуктами восстановительной плавки является металлизированная фаза, коллектирующая золото и отвальный шлак. Гранулированный отвальный шлак первичной плавки на штейн может быть использован для производства строительных материалов. Технологическая схема процесса пирометаллургической переработки золотосодержащей руды приведена на рисунке 1.

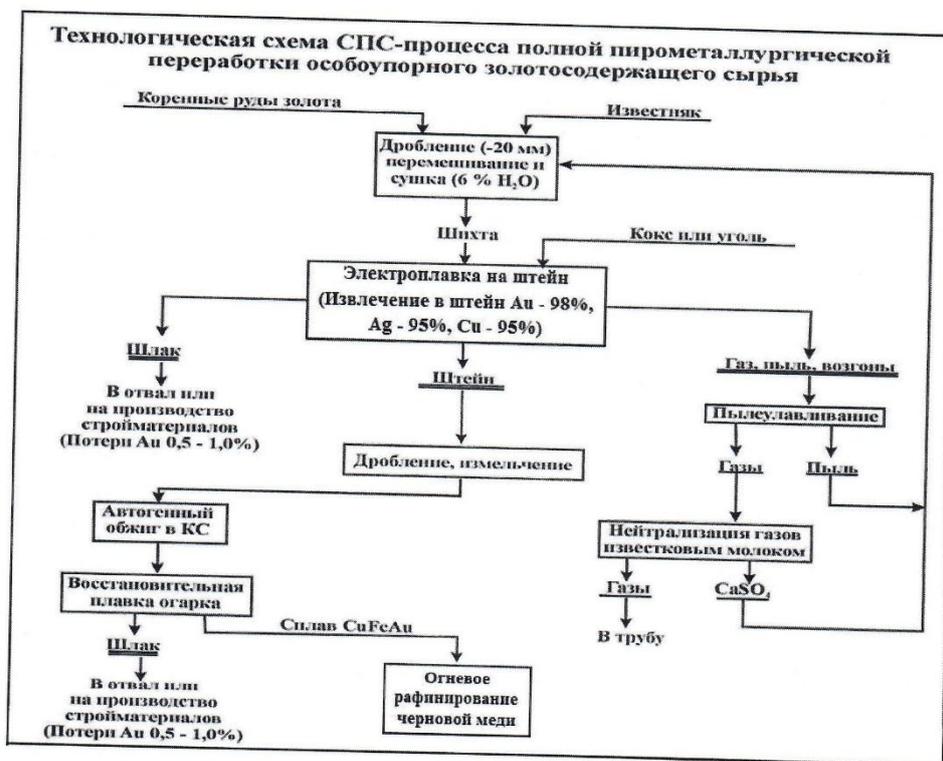


Рисунок 1 – Технологическая схема СПС-процесса пирометаллургической переработки особоупорного золотосодержащего сырья

Годовые объемы используемых материалов для всей технологической цепи: первичная плавка на штейн – обжиг штейна – восстановительная плавка приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Годовые объемы исходных компонентов плавки и получаемых продуктов

Наименование	Ед. изм.	
Объем руды Бакырчик	т/год	300 000
Объем обожженного известняка на плавку		99 900
Объем шихты		399 900
Объем штейна		43 189
Объем шлака первичной плавки		305 523
Объем полученного огарка		45 200
Объем шлака первичной плавки используемого при восстановительной плавке		45 200
Объем кокса для восстановительной плавки		4294
Объем отвального шлака		63 745
Объем металлизированной фазы		13508
Кол-во золота в металлизированной фазе		кг/год

Для переработки руды объемом 300 000 т в год необходимо переработать около 399 900 т шихты. В сутки производительность по шихте должна составить около 1200 т. Часовая производительность составляет 50 т. При удельном расходе электроэнергии 500 кВт·ч на тонну шихты необходима электропечь с номинальной мощностью 25 Мвт. Мощность печи и основные габаритные размеры приблизительно соответствуют электропечи, используемой на Жезказганском медеплавильном заводе.

Составы исходных материалов для плавки руды на штейн и составы продуктов плавки приведены в таблице 2. Шихтовка и выходы продуктов плавки на штейн приведены в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав используемых компонентов при плавке руды на штейн

Наименование	Состав										
	г/т		%								
	Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO
Руда м. Бакырчик	12,0	1,1	–	9,5	7,9	2,05	1,48	51,6	11,2	2,2	1,4
CaO	–	–	–	–	–	–	–	–	97,5	–	–
Штейн	52,9	41,77	0,85	50,1	34,56	0,18	10,05				–
Шлак	<0,2	0,25	–	1,35	0,34	0,03	0,27	50,59	42,3	2,14	1,37

Полученный штейн гранулируется при выпуске из печи. Гранулированный штейн подвергается измельчению до 74 мкм и направляется для обжига в печь

кипящего слоя для удаления серы. Следует отметить, что штейн практически не содержит мышьяк, что позволяет использовать стандартную технологию обжига в печи кипящего слоя. Температура обжига составляет 900⁰С. Обжиг проводится на воздушном дутье. Расход воздуха 150-180 м³ на тонну штейна [8-12].

Таблица 3 – Состав шихты и выходы продуктов плавки золотосодержащей руды на штейн

Состав шихты	Вес шихты		Т, °С; τ, мин	Вес и выходы продуктов плавки от веса шихты					
	т	%		штейн		шлак		возгоны	
				т	%	т	%	т	%
Руда Бакырчик	750	75		108,00	10,8	764,00	76,4	128,00	12,8
СаО	250	25							
Всего	1000	100							

Отходящие газы направляются в общую систему очистки газов вместе с газами первичной плавки руды на штейн. Система очистки газов выполняет три сложные задачи – очистку от пыли, которая является оборотной, очистку от мышьяка в оксидной и сульфидной формах и нейтрализацию диоксида серы. Рекомендуется использовать вариант этой схемы, разработанной сотрудниками ВНИИЦветмета и представленной на рисунке 2. В данной схеме предусмотрено получение гипсоарсенатного кека, в который переходит практически все количество мышьяка и диоксида серы перешедших в газовую фазу. Аппаратурная схема данной системы очистки газов приведена на рисунке 3.

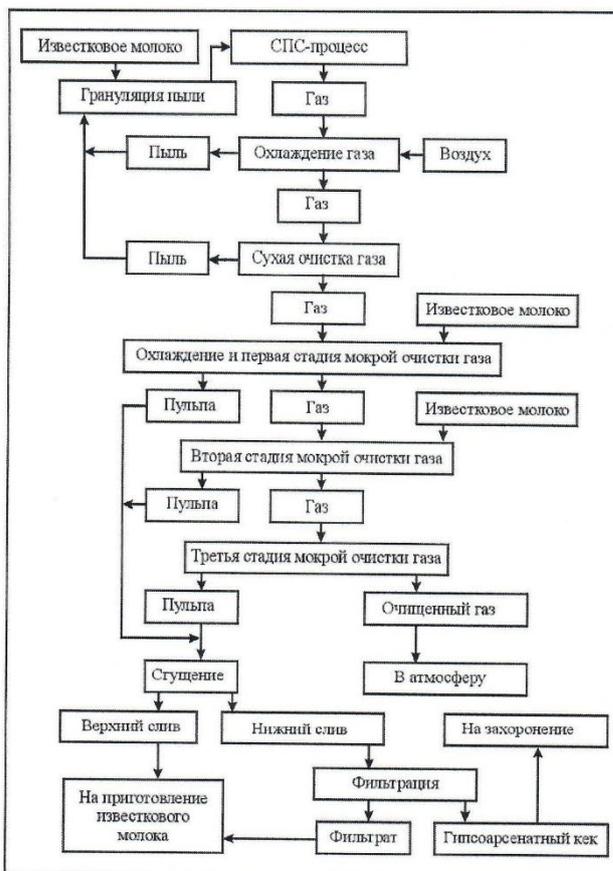
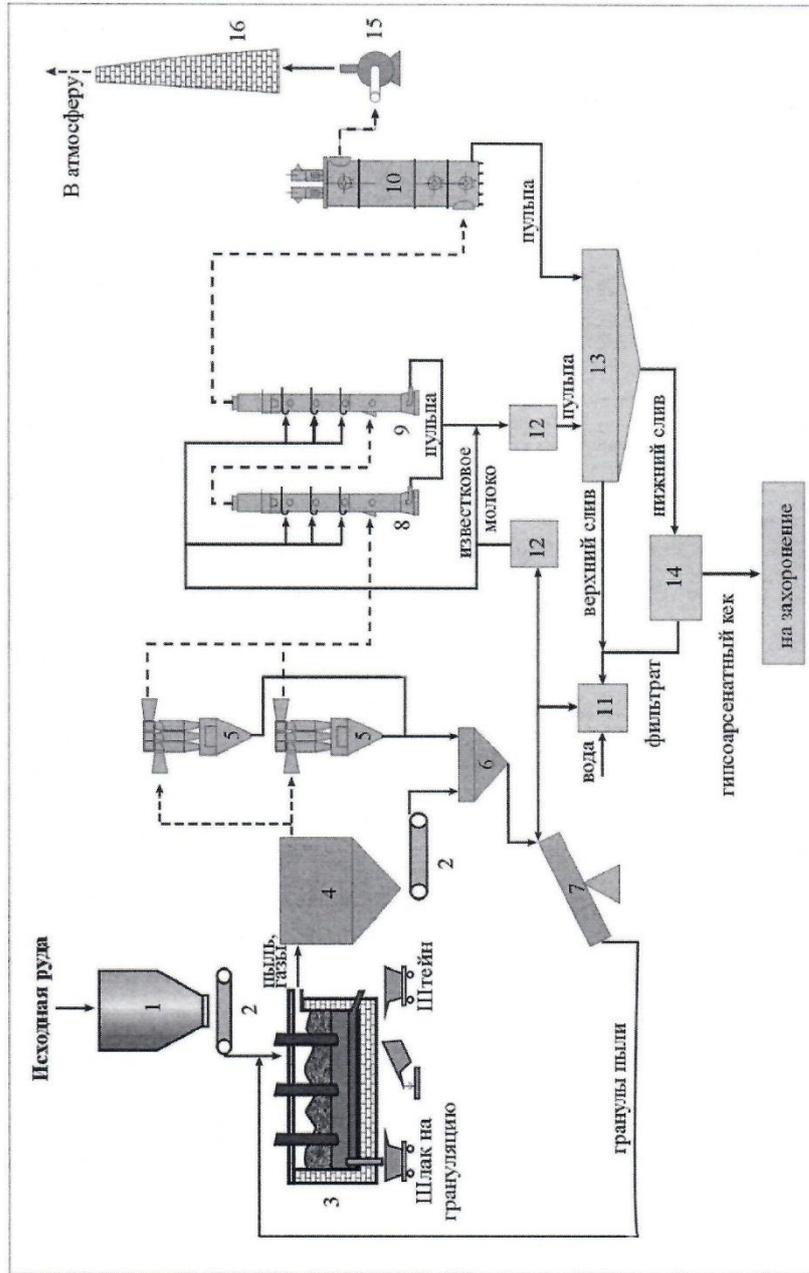


Рисунок 2 – Принципиальная схема системы очистки газов



1 – бункер сырья; 2 – питатель; 3 – агрегат СПС-процесса; 4 – газоохладительная камера; 5 – грушовой циклон; 6 – бункер для пыли; 7 – гранулятор; 8 – скруббер первой стадии мокрой очистки газов; 9 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 10 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 11 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 12 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 13 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 14 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 15 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов; 16 – скруббер второй стадии мокрой очистки газов.

Очистки газов; 10 – мокрый электрофильтр; 11 – установка для получения известкового молока; 12 – контактный чан с мешалкой и насосом; 13 – сгуститель; 14 – вакуум-фильтр; 15 – дымосос; 16 – дымовая труба.

Рисунок 3 – Аппаратурная схема очистки технологических газов СПС-процесса

Огарок, разгружаемый из печи кипящего слоя при температуре 500-600⁰С, направляется в электропечь восстановительной плавки, куда вместе с огарком добавляется гранулированный шлак печи первичной плавки руды в соотношении 1:1 с огарком и кокс в количестве 9,5 % от веса огарка. Химический состав материалов, загружаемых в печь восстановительной плавки, приведен в таблице 4. Оптимальный состав шихты и выход продуктов восстановительной плавки приведен в таблице 5 [13]. Составы продуктов плавки – отвального шлака и металлизированной фазы приведены в таблице 6.

Таблица 4 – Химический состав материалов загружаемых в печь восстановительной плавки

Наименование материала	Содержание												
	г/т			%									
	Au	Ag	Cu	Fe	S	As	Co	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
Огарок	46,45	36,8	0,49	44,5	13,26	0,16	-	3,15	-	-	-	-	-
Шлак	0,24	0,98	0,031	2,22	0,88	0,01	0,001	0,22	55,18	22,79	8,22	0,79	7,92

Таблица 5 – Составы шихты, вес и выходы продуктов восстановительной плавки

Состав шихты	Вес шихты		Т, °С	Вес и выходы продуктов плавки от веса шихты					
	т	%		металл. фаза		шлак		возгоны	
				т	%	т	%	т	%
Огарок	52,5	47,72	1400	15,69	14,26	74,04	67,31	20,27	18,43
Шлак	52,5	47,72							
Кокс	5	4,56							
	110	100							

Таблица 6 – Состав продуктов восстановительной плавки

№ оп.	Продукты плавки (№ пробы)	Содержание											
		г/т		%									
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
2	Металл. фаза	149,82	111,55	1,7	73,8	15,6	1,58	4,24	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,56	0,1218	23,6	0,35	0,017	0,02	33,92	21,59	10,02	0,96	4,49

Объем шихты для восстановительной плавки, состоящей из огарка и шлака первичной плавки, составляет 109000 т в год, суточная производительность 330 т, часовая – 14т. При расходе 500 квт-ч на тонну шихты, номинальная мощность печи для восстановительной плавки должна составлять 7000 кВА, мощность трансформатора – 10000 кВА. Такой мощности отвечает шестиэлектродная электропечь с диаметром электродов 555 мм.

Основные контролируемые параметры процесса плавки золотосодержащей руды на штейн:

- состав золотосодержащей руды (по основным компонентам);
- состав медного сульфидного концентрата (по основным компонентам);
- состав флюсов (известняк, по основным компонентам);
- состав шихты (по основным компонентам);
- состав шлаков (по основным компонентам);
- состав штейнов (по основным компонентам);
- состав грубыхпылей (по основным компонентам);
- производительность по концентрату, т/ч;
- состав возгонов (гипсоарсенатный кек, по основным компонентам);
- производительность по руде, т/ч;
- производительность по флюсу (известняк), т/ч;
- производительность по шихте, т/ч;
- температура шлака на выпуске, °С;
- температура штейна на выпуске, °С;
- температура отходящих газов, °С;
- температура воды на входе в систему охлаждения, °С;
- температура воды на выходе из системы охлаждения, °С;
- количество выпущенного шлака, т/ч;
- количество выпущенного штейна, т/ч;
- количество полученной грубой пыли, т/сут;
- количество возгонов (в виде гипсоарсенатного кека), т/сут;
- количество отходящих газов, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- количество воды на входе в систему охлаждения, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- расход воды на втором контуре охлаждения, $\text{нм}^3/\text{ч}$.

Основные контролируемые параметры процесса обжиг золотосодержащего штейна в печи КС:

- состав загружаемого штейна (по основным компонентам);
- состав кислородо-воздушной смеси;
- количество загружаемого штейна, т/ч;
- количество кислородо-воздушной смеси, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- количество воды подаваемой в систему охлаждения;
- температура воды на входе и выходе в систему охлаждения, °С;
- температура отходящих газов, °С;
- объем отходящих газов, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- количество полученного огарка, т/ч;
- температура огарка, °С;
- состав огарка (по основным компонентам);
- количество оборотной пыли, т/ч;
- температурв оборотной пыли, °С;
- количество отходящих газов, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- температура отходящих газов, °С;

- состав отходящих газов (SO_2 , CO , CO_2 , O_2);

Основные контролируемые параметры восстановительной плавки золотосодержащего огарка:

- состав огарка (по основным компонентам);
- состав флюсового шлака (по основным компонентам);
- состав восстановителя (кокс, по основным компонентам);
- состав шихты (по основным компонентам);
- состав отвального шлака (по основным компонентам);
- состав металлизированной фазы (по основным компонентам);
- состав оборотных пылей (по основным компонентам);
- производительность по штейну, т/ч;
- производительность по флюсовому шлаку, т/ч;
- расход кокса, т/ч;
- производительность по шихте, т/ч;
- температура отвального шлака на выпуске, $^{\circ}\text{C}$;
- температура металлизированной фазы на выпуске, $^{\circ}\text{C}$;
- температура отходящих газов, $^{\circ}\text{C}$;
- температура воды на входе в систему охлаждения, $^{\circ}\text{C}$;
- температура воды на выходе из системы охлаждения, $^{\circ}\text{C}$;
- количество выпущенного отвального шлака, т/ч;
- количество выпущенного металлизированной фазы, т/ч;
- количество полученной оборотной пыли, т/сут;
- количество отходящих газов, $\text{нм}^3/\text{ч}$;
- количество воды на входе в систему охлаждения, $\text{нм}^3/\text{ч}$;

Пирометаллургическая технология переработки коренных руд золота и коллекторных золотосодержащих штейнов обеспечивает 95%-ное извлечение золота. Переработка таких штейнов существующими гидрометаллургическими методами обеспечивает извлечение золота не выше 70 %. Таким образом, при использовании пирометаллургической переработки золотосодержащих штейнов дополнительно будет получено на 20-25 % больше золота. Дополнительная прибыль будет зависеть от производительности и содержания золота в перерабатываемых штейнах.

Процесс полной пирометаллургической переработки «упорных» и «особо упорных» коренных руд золота, с получением огарков от обжига золотосодержащих штейнов является новой технологией, отсутствующей в мировой практике золотодобычи.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Разработка и испытание в лабораторных условиях новых процессов, коллекторных для золота продуктов и повторного пирометаллургического обогащения золотосодержащих сульфидно-металлических расплавов благородными металлами: отчет о НИР (промежуточный) / ТОО «ЕНТЦ «Металлы и материалы»: рук. Кожухметов С.М.; отв. исполн. Джумабаева З.Ш. – Алматы, 2015. – 73 с. – № ГР 115РК01167. – Инв. №0215РК00547.
- 2 Ин. пат. 25568 РК. Способ переработки золотомышьякового сырья / Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А.; опубл. 15.02.2012., Бюл. №2. – 2 с.
- 3 Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А. Пирометаллургическое обогащение труднообогатимых упорных руд золота // Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья: мат. междунар. совещ. Плаксинские чтения-2012. – Петрозаводск, 2012. – С. 259-261.
- 4 Омаров С.И., Кожухметов С.М., Омарова Н.С., Ниталина В.А., Омарова А.С. Электроплавка на металлизированный штейн как способ извлечения благородных металлов из упорных золото-мышьяковистых концентратов // Цветные металлы. – 2004. – №4. – С.49-51.
- 5 Лерман Б.Д., Омарова Н.С. Промышленные испытания восстановительной электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГОКа // Горный журнал Казахстана. – 2008. – №3. – С. 33-35.
- 6 Исследование физико-химических характеристик, термического поведения и лабораторные опытные плавки на золотосодержащий штейн коренных руд кварце жильного типа с переработкой штейнов методом электромембранного оксигидрохлорирования: отчет о НИР (промежуточный) / АО «ЦНЗМО»: рук. Кожухметов С.М.; рук. разд. Квятковский С.А., Космухамбетов А.Р. – Алматы, 2013. – 105 с. – № ГР 0112РК00737. – Инв. № 0213РК01309.
- 7 Омарова Н.С. Развитие научных основ восстановительно-сульфидирующей электроплавки и её применение в металлургии цветных и благородных металлов: дис. ... д.т.н.: 05.16.02 / АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения». – Алматы, 2010. – 288 с.
- 8 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и металлы, 2013. – 452с.
- 9 Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд 3-е издание. – М.: Недра, 1989. – 302 с.
- 10 Лодейщиков В.В. Углерод в золотосодержащих рудах и его влияние на процесс цианирования // Золото добыча. – 2008. – №116. – С. 8-12.
- 11 Комогорцев Б.В., Вареничев А.А. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – №2. – С. 204-218.
- 12 Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. – М.: Недра, 1968. – 204 с.
- 13 Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Sejsembaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakyrchik deposit // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. – №4. – P. 35-38.